

6П1.241

А 853

А. И. Арсентьев

КОНЕЧНЫЕ
ГРАНИЦЫ
КАРЬЕРОВ



Санкт-Петербург

1995

Государственный комитет РФ по высшему образованию

Санкт-Петербургский государственный горный институт
имени Г.В.Плеханова (технический университет)

А. И. АРСЕНТЬЕВ

КОНЕЧНЫЕ ГРАНИЦЫ КАРЬЕРОВ

Учебное пособие



**САНКТ-ПЕТЕРБУРГ
1995**

КОНЕЧНЫЕ ГРАНИЦЫ КАРЬЕРОВ: Учебное пособие / А.И.Арсентьев. Санкт-Петербургский горный ин-т. СПб, 1995. 68 с.

Излагаются методы решения одной из важнейших задач проектирования — определения конечных границ карьеров. Все способы разделены на две группы: определение границ карьеров, разрабатывающих однородные месторождения, из которых добывается одно полезное ископаемое; определение границ карьеров, разрабатывающих комплексные месторождения, из которых добывается несколько полезных ископаемых.

Учебное пособие будет полезно студентам специальности 0905 "Открытые горные работы", преподавателям горных институтов и техникумов, инженерам-проектировщикам и исследователям.

Табл. 10. Ил. 20. Библиогр.: 9 назв.



Санкт-Петербургский горный институт им.Г.В.Плеханова, 1995

Глава I. ГРАНИЦЫ КАРЬЕРА ПРИ РАЗРАБОТКЕ ОДНОРОДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Кто дорожит концом, тот осмотрителен вначале.

Японская пословица

1.1. Общие положения

Как известно, твердые полезные ископаемые добываются подземным, наземным (открытым) и подводным способами. Первые два способа получили широкое распространение, третий начинает развиваться. При проектировании и планировании разработки месторождений необходимо учитывать основные особенности этих способов разработки.

Все влияющие на эффективность работ факторы полезно разбить на объективные и субъективные. Природные условия залегания месторождений, физические свойства пород, климатические условия объективно заданы. Изменить их очень трудно, а чаще и невозможно. Приходится приспосабливаться. А вот такие факторы, как возможности финансирования, наличие горно-транспортного оборудования, энергии, масштаб потребности в полезных ископаемых и т.д. зависят от наших желаний и возможностей.

При наземной разработке (по сравнению с подземной) легче следовать изменяющейся форме рудных залежей, больше возможностей для селективной выемки и усреднения качества товарной продукции, т.е. больше возможностей для полного использования богатств недр. Однако климатические факторы оказывают большее влияние на работу карьера, чем на работу шахты. Поэтому в районах с суровым (холодным или жарким) климатом эффективность наземных работ снижается.

На сильно обводненных месторождениях осушение шахтных полей осуществляется горными выработками, используемыми и для добычи полезного ископаемого. Для карьерных полей приходится проходить специализированную сеть подземных осушительных выработок или скважин, используемую только для осушения.

При подземной выработке из недр земли вынимается только полезное ископаемое (не считая относительно небольшого объема пород из полевых горных выработок). При наземной разработке для обеспечения устойчивости бортов и возможности размещения оборудования помимо полезного ископаемого вынимаются большие объемы пустых пород.

Для обеспечения нормальных условий работы людей в подземных выработках необходимо искусственное их проветривание. Карьеры незначительной глубины довольно хорошо проветриваются за счет естественного движения воздуха. Но с увеличением глубины появляются застойные зоны воздуха и требуется либо искусственное проветривание, либо специальные индивидуальные средства для рабочих по снабжению свежим воздухом.

При наземной разработке могут применяться значительно более мощные и крупные машины и механизмы, чем при подземной разработке. Это приводит к более высокой производительности труда и низкой себестоимости выемки горных пород.

При выборе способов выемки и механизации работ инженер ограничен современным уровнем и ближайшими перспективами развития техники как при подземной, так и наземной разработке. Но при наземной разработке имеется значительно больше творческих возможностей влияния на эффективность работ, чем при подземной разработке месторождений. Во многих случаях можно построить карьер с заранее заданной себестоимостью полезного ископаемого, с устойчивой в течение длительного времени себестоимостью полезного ископаемого, равной себестоимости при подземной разработке. Уменьшая конечную глубину, можно снизить себестоимость полезного ископаемого. Приняв соответствующий объем горно-капитальных работ и глубин карьера, можно обеспечить работу со все уменьшающимся текущим коэффициентом вскрыши, а значит, и

себестоимостью полезного ископаемого. Можно построить карьер с расчетом на реконструкцию и ввод нового современного оборудования, при котором окажется целесообразной работа со все увеличивающимся коэффициентом вскрыши. Поэтому при определении границ желательно пользоваться методами, позволяющими реализовать богатые возможности наземной разработки.

Очень распространенным критерием расчетов является максимум прибыли при разработке месторождения. Это достигается обычно за счет выбора для разработки наиболее богатых участков месторождения, уменьшения конечной глубины карьера.

Применительно к определению границ открытых работ и вообще границ разработки месторождений критерий максимума прибыли должен использоваться крайне осторожно, так как мы имеем дело с невозможными сырьевыми ресурсами и нужно разумно и полно их использовать. Недостаточно оценивается также и тот факт, что последующая подземная разработка этого месторождения во многих случаях ведет к значительно большим расходам и потерям полезного ископаемого.

При определении границ карьеров нужно руководствоваться такими же соображениями, как и при определении границ шахтных полей. Нужно проектировать современное, высокомеханизированное, экономически эффективное предприятие, обеспечивающее наиболее полное использование недр Земли.

1.2. Граничный коэффициент вскрыши

Основным критерием при определении границ открытых работ в процессе проектирования разработки однородного месторождения, по общему мнению, является граничный коэффициент вскрыши. Однородным месторождением считается такое, из которого мы извлекаем одно полезное ископаемое.

Себестоимость полезного ископаемого состоит из себестоимости только полезного ископаемого и затрат на производство вскрышных работ:

$$C_p = a + nb, \quad (1)$$

где a – себестоимость только полезного ископаемого без учета вскрышных работ, руб./м³; b – себестоимость вскрышных пород в период нормальной эксплуатации карьера, руб./м³; n – коэффициент вскрыши, м³/м³.

Для обеспечения экономической эффективности работы карьера необходимо, чтобы себестоимость руды не превышала определенной допустимой величины, т.е.

$$C_d \geq C_p. \quad (2)$$

Если заменить знак неравенства равенством и решить уравнение относительно n , то мы получим максимальное значение коэффициента вскрыши, при котором соблюдается условие эффективности горных работ. Этот критерий называется граничным коэффициентом вскрыши:

$$n_r = \frac{C_d - a}{b}. \quad (3)$$

Серьезное влияние на величину n_r оказывает производительность карьера, а так как с увеличением конечной глубины карьера увеличивается его производительность по горной массе, то снижая значения себестоимости выемки руды и пород. За счет этого увеличивается значение n_r .

В основу одного из методов определения граничного коэффициента вскрыши принимается условие, при котором себестоимость полезного ископаемого, добытого открытым способом C_p , не превосходит себестоимости этого же полезного ископаемого, добытого в случае разработки данного месторождения подземным способом C_{Π} . Тогда

$$n_r = \frac{C_{\Pi} - a}{b}. \quad (4)$$

Использование формулы (4) для определения граничного коэффициента вскрыши, как показали многочисленные исследования,

обычно приводит к необоснованному сокращению области применения открытого способа разработки месторождений, так как учитываются только производственные затраты в карьере и не учитывается извлекаемая ценность продукта.

Более объективным критерием при сравнении подземного и открытого способов разработки является равенство прибыли.

При отработке объема P геологических запасов руды подземным способом количество товарной руды составит:

$$P_{\Pi} = \gamma P \frac{1 - \eta_{\Pi}}{1 - \rho_{\Pi}} = \gamma P \Delta_{\Pi}, \quad (5)$$

где η_{Π} и ρ_{Π} – коэффициенты потерь и весового разубоживания при подземных работах; Δ_{Π} – коэффициент перехода от геологических к извлекаемым запасам руды при подземном способе разработки; γ – плотность руды, т/м³.

Количество товарной руды из карьера

$$P_{To} = \gamma P \frac{1 - \eta_o}{1 - \rho_o} = \gamma P \Delta_o, \quad (6)$$

где η_o и ρ_o – коэффициенты потерь и весового разубоживания при открытых работах; Δ_o – коэффициенты перехода от геологических к извлекаемым запасам.

Себестоимость концентрата, полученного из руды, добытой открытым способом,

$$\Pi_o = P_{To}(a + d_o) + V_T b + n_o b P_{To}; \quad (7)$$

то же из подземных работ,

$$\Pi_{\Pi} = P_{\Pi}(C_{\Pi} + d_{\Pi}), \quad (8)$$

где d_o и d_{Π} – себестоимость транспортировки и переработки руды, соответственно, из открытых и подземных работ, руб./т; a – себестоимость добычи только руды из открытых работ, руб./т;

V_T - количество вынутых вскрышных пород, т; b - себестоимость выемки вскрышных пород, руб./т; n_0 - первоначальный коэффициент вскрыши, приведенный по стоимости к эксплуатационному коэффициенту вскрыши, т/т.

Стоимость металла в концентрате, полученном из руд, добытых открытым способом,

$$a_0 = P_{T0} \Pi_0 c_0 \alpha (1 - \rho'_0); \quad (9)$$

то же из подземных работ,

$$a_n = P_{Tn} \Pi_n c_n \alpha (1 - \rho'_n), \quad (10)$$

где ρ'_0, ρ'_n - качественное разубоживание, соответственно, при открытой и подземной добыче,

$$\rho' = \frac{\alpha - \alpha'}{\alpha}, \quad (11)$$

α - весовое содержание полезного компонента в исходной руде; α' - то же в товарной руде; c_0, c_n - извлечение металла в концентрат из руд, добытых, соответственно, открытым и подземным способами; Π_0, Π_n - оптовая цена металла в концентрате, соответственно, из открытых и подземных работ, руб./т.

В результате реализации концентрата будет получена прибыль. В общем случае открытые работы можно принимать, если прибыль из открытых работ равна или больше прибыли из подземных работ:

$$a_0 - \Pi_0 \geq a_n - \Pi_n. \quad (12)$$

После подстановок и преобразований получаем:

$$\begin{aligned} \frac{1}{b} \left\{ \left[\alpha(1 - \rho'_0) c_0 \Pi_0 - (a + a'_0) \right] - \frac{\Delta_n}{\Delta_0} \left[\alpha(1 - \rho'_n) c_n \Pi_n - (c_n + a'_n) \right] \right\} \geq \\ \geq \frac{n_0 + n}{\Delta_0} + \frac{1 - \Delta_0}{\Delta_0}. \end{aligned} \quad (13)$$

Левая часть неравенства (13) представляет собой граничный коэффициент вскрыши:

$$n_T = \frac{1}{b} \left\{ \left[\alpha(1 - \rho'_0) c_0 \Pi_0 - (a + a'_0) \right] - \frac{\Delta_n}{\Delta_0} \left[\alpha(1 - \rho'_n) c_n \Pi_n - (c_n + a'_n) \right] \right\}. \quad (14)$$

В квадратных скобках первый член уравнения (14) представляет собой прибыль из открытых работ без учета затрат на вскрышные работы K'_0 , второй член - прибыль из подземных работ K'_n , тогда

$$n_T = \frac{1}{b} \left(K'_0 - \frac{\Delta_n}{\Delta_0} K'_n \right). \quad (15)$$

Если качество и потери руд одинаковы при открытых и подземных работах, то формула (14) превращается в формулу (4).

В некоторых случаях при открытой разработке месторождений можно попутно добывать другие полезные ископаемые, которые при подземных работах обычно не извлекаются (пески, известняки, мел и т.д.). Это обстоятельство оказывает существенное влияние на показатели работы карьера, а значит, должно учитываться при определении границ карьеров.

Имеются полезные ископаемые, которые добываются только открытым способом. В этом случае невозможно воспользоваться формулой (4), так как неизвестно значение c_n . Могут встретиться и другие случаи, когда сравнение с подземными работами произвести затруднительно либо совсем невозможно. В таких случаях необходимо устанавливать допустимую стоимость полезного ископаемого из других предпосылок. Легче всего использовать оптовую цену Π на полезное ископаемое.

Если задана норма прибыли ρ , то допустимая себестоимость

$$c_d = \frac{\Pi}{1 + \rho}. \quad (16)$$

Если известна оптовая цена на продукт переработки полезного ископаемого c_M и задана норма прибыли ρ , то

$$C_{\text{дм}} = \frac{C_{\text{м}}}{1 + \rho} \quad (17)$$

1.3. Принципы определения границ карьеров при разработке однородных месторождений

В природе всегда имеется большое количество месторождений полезных ископаемых, в отношении которых необходимо решать вопрос о целесообразности их разработки наземным способом или подземным, и еще больше — месторождений, при наземной разработке которых нужно устанавливать границу открытых работ или границу перехода от наземных к подземным работам.

В процессе развития техники и технологии горного дела с переменным успехом идет соревнование между этими способами разработки месторождений. Поэтому проблема определения границ открытых работ имела и имеет большое практическое и теоретическое значение, и методами ее решения занимались многие исследователи.

Принципиальные позиции каждого исследователя в проблеме определения границ карьера характеризуются методом использования в расчетах критериев эффективности работ, чаще всего это граничный коэффициент вскрыши.

Для облегчения дальнейших рассуждений приводим определения основных коэффициентов вскрыши и выемки, которыми руководствуется автор.

Граничный $n_{\text{г}}$ — теоретически максимально допустимый коэффициент вскрыши, при котором в данных условиях открытая разработка месторождения является экономически целесообразной.

Средний $n_{\text{ср}}$ — отношение извлекаемого объема пустых пород в проектных контурах карьера к извлекаемому объему руды в этих же контурах.

Эксплуатационный n — расчетное значение коэффициента вскрыши за определенный период работы карьера.

Если взять весь период эксплуатации карьера, то получим средний эксплуатационный коэффициент вскрыши. Фактическое соотношение добываемых объемов пород и руды является текущим коэффициентом вскрыши.

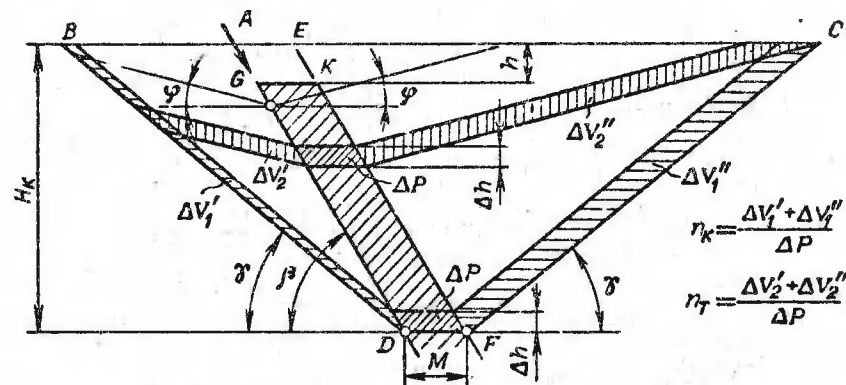


Рис.1. Схема определения конечной глубины карьера

Контурный n_k — отношение приращения объема пустых пород к приращению полезного ископаемого при увеличении в процессе проектирования конечной глубины карьера на один уступ (рис.1).

Первоначальный n_0 — отношение объема пустых пород, вынимаемых за счет капитальных затрат, к объему всех извлекаемых запасов полезного ископаемого в контурах карьера.

Мы не даем исторического обзора методов определения границ карьеров, так как по этой проблеме есть специальная монография и несколько статей и диссертаций [3].

В целом развитие научных идей в области определения границ открытых горных работ можно подразделять на два больших периода.

До 1960 г. шло совершенствование и развитие методов, созданных в 1920–1930 годы на сравнении предварительно рассчитан-

ного граничного коэффициента вскрыши с коэффициентами вскрыши, полученными при построении контуров карьеров (средним, контурным и т.д.).

В конце 50-60-х годов развиваются методы, основанные на анализе эффективности капитальных вложений, режима вскрышных работ, учете прогресса техники, использовании вычислительных машин.

Еще в 20-е годы было предложено три принципа определения границ карьеров:

$$n_{\Gamma} \geq n_{\text{ср}} \quad (\text{Стещенко А.И., Кузнецов И.А.}); \quad (18)$$

$$n_{\Gamma} \geq n_{\text{к}} \quad (\text{Пилявский С.И., Кузнецов И.А., Городецкий П.И.}); \quad (19)$$

$$n_{\Gamma} \geq n_0 + n_{\text{к}} \quad (\text{Пилявский С.И., Кузнецов И.А.}). \quad (20)$$

В течение двадцати лет эти принципы совершенствуются. Уточняются области их применения, выявляются достоинства и недостатки. Объединением их в принцип $n_{\text{ср}} \leq n_{\Gamma} \geq n_{\text{к}}$ делается попытка повысить надежность расчетов.

К 50-м годам на основе исследований, накопленного большого опыта проектирования и эксплуатации карьеров выявлена ненадежность этих принципов при проектировании крупных карьеров, так как фактические закономерности развития горных работ по мере углубления карьеров не соответствуют законам изменения контурного или оредного коэффициентов вскрыши. Выявлено также огромное влияние на показатели работы карьеров способа вскрытия карьерного поля и направления развития горных работ, т.е. способов формирования во времени карьерного пространства.

На базе полученных данных к концу 60-х годов разрабатываются еще два новых принципа установления границ карьеров:

$$n_{\Gamma} \geq n_{\Gamma} \quad (\text{Ржевский В.В.}); \quad (21)$$

$$n_{\Gamma} \geq n_0 + n \quad (\text{Арсентьев А.И.}). \quad (22)$$

Сторонники использования первого принципа понимают его недостаточность, объединяют его с ранее известными и в этом объединении ищут пути повышения надежности расчетов.

Сторонники второго принципа обнаруживают, что он является более общим и все ранее известные принципы - частные случаи этого принципа.

Одновременно на основе развития экономических наук выдвигаются методы, основанные на оценке эффективности и сроков окупаемости капитальных вложений. Учитывается улучшение показателей во времени за счет прогресса техники и организации работ, оценивается количественное влияние масштаба работ на себестоимость продукции.

Исследователей уже не пугает сложность получаемых формул и обилие учитываемых факторов, так как начинает бурно развиваться вычислительная техника и появляется реальная возможность использования электронных вычислительных машин при определении границ карьеров.

В последние годы большую остроту приобретает проблема экологии и рационального использования сырьевых ресурсов. Г.А.Холдняковым разработаны новые принципы определения границ карьеров с использованием понятий коэффициентов выемки [3,9]:

$$K_{\Gamma} \leq K_{\text{к}}; \quad (23)$$

$$K_{\Gamma} \leq K. \quad (24)$$

Большое распространение в проектной практике получил метод определения конечной глубины карьера, основанный на сравнении контурного и граничного коэффициентов вскрыши. По этому принципу на поперечных разрезах даются приращения конечной глубины карьера и определяется контурный коэффициент вскрыши $n_{\text{к}}$ (рис.1). Глубина, на которой он станет равным граничному коэффициенту вскрыши, считается конечной.

Принцип использования контурного коэффициента вскрыши в

качестве основного критерия целесообразности данной глубины карьера зародился в начале века в период ручного труда на карьерах, когда рабочие площадки на уступах были очень узкими и в процессе работ угол откоса рабочего борта карьера совпадал или же близко подходил к борту погашения. В этих условиях данный принцип был вполне справедливым, так как отражал закономерности формирования карьерного пространства и экономику работ карьера.

На современных механизированных карьерах такое положение полностью исключено. Угол наклона рабочего борта карьера (обычно $8-15^\circ$) в несколько раз меньше угла погашения нерабочего борта ($35-45^\circ$), а поэтому и ход отработки карьера в пространстве не совпадает с изменением конечного борта по мере увеличения его конечной глубины на проектных чертежах. В связи с этим контурный коэффициент вскрыши не находит реального отражения в работе современного карьера. Карьер по мере углубления формируется совсем по другим законам, чем это предусмотрено в методах с использованием контурного коэффициента вскрыши. Фактический коэффициент вскрыши в подавляющем большинстве случаев резко уменьшается при подходе горных работ к предельной глубине карьера, а поэтому на предельном горизонте себестоимость полезного ископаемого меньше, чем на верхних горизонтах.

В этом принципе не учитывается влияние горно-капитальных работ, производимых в период строительства карьера, а также используются геологические данные о глубоких (у дна будущего карьера) частях месторождения, обычно наименее разведанных и наименее надежных.

Чтобы выявить точность методов, основанных на критериях (18) и (19), было проведено моделирование горных работ для месторождений трех форм при трех способах вскрытия [2]. Для всех трех месторождений разной формы была принята одинаковая конечная глубина карьера 150 м и одинаковая мощность рудного тела на этой глубине.

Если считать, что граничный коэффициент вскрыши на предельном горизонте должен быть равен контурному коэффициенту вскрыши, то по принципу (19) для всех трех месторождений при данном

варианте вскрытия предельная глубина карьера будет одинаковой.

Во всех случаях в первый период работы фактическая себестоимость руды оказалась выше допустимой. А после того, как рабочая зона карьера войдет в конечные границы карьера, себестоимость начнет снижаться и достигнет минимума к концу отработки карьера. Значит, фактическая себестоимость полезного ископаемого не зависит от контурного коэффициента вскрыши, а зависит от эксплуатационного (текущего) коэффициента вскрыши.

Влияние среднего коэффициента вскрыши на себестоимость полезного ископаемого оказалось более значительным, чем контурного. В зависимости от принятого способа вскрытия значения фактической себестоимости более или менее сильно отклоняются от средней себестоимости. Значит, и средний коэффициент вскрыши не может служить надежным критерием для установления границ открытых работ, так как в первый, обычно наиболее длительный период нормальной работы карьера фактическая себестоимость оказывается обычно выше средней себестоимости.

Механическое объединение этих принципов, каждый из которых в отдельности является неточным, не приводит к нужным результатам, так как эти принципы не отражают развития себестоимости полезного ископаемого по мере углубления горных работ в карьере.

Как указывалось выше, в 50-е годы предложен новый критерий (21) оценки целесообразности конечной глубины карьера с использованием "текущего" коэффициента вскрыши [6,7].

Рассмотрим более внимательно эту идею. Согласно этой зависимости конечная глубина карьера определяется следующим образом (рис.2): в соответствии с принятым направлением развития горных работ на глубину (стрелка E) на поперечных разрезах вычерчиваются положения рабочих бортов карьера при максимальных углах откоса φ_1 и φ_2 . Определяется "текущий" коэффициент вскрыши $n_T = \Delta V / \Delta P$, его значение сравнивается с граничным коэффициентом вскрыши. Когда будет достигнуто их равенство, фиксируется верхняя бровка карьера (точка B) и от нее вниз под углом погашения ρ проводится нерабочий борт карьера BC

$$\sum_{i=1}^{T_H} \Pi_i A_{pi} - \sum_{i=1}^{T_H} C_{pi} A_i \geq \sum_{i=1}^{T_K} k_i \Delta A_i. \quad (25)$$

Так как

$$C_{pi} = \frac{C_{pi}}{1+n_i} \cdot A_i = A_{pi}(1+n_i).$$

то

$$\sum_{i=1}^{T_H} (\Pi_i - C_{pi}) A_{pi} \geq \sum_{i=1}^{T_K} k_i \Delta A_i. \quad (26)$$

где T_H - нормативный срок окупаемости, лет; T_K - срок капитальных вложений, лет; k_i , C_{pi} , C_{pi} , Π_i - соответственно, удельные капитальные вложения, себестоимость горной массы, руды и цена на товарную продукцию (руду) в i -м году, руб./т; ΔA_i - прирост производительности карьера по горной массе в i -м году, т/год; A_i , A_{pi} - производительность карьера, соответственно, по горной массе и руде в i -м году, т/год.

В формулах (25)-(26) при расчетах нужно произвести приведение затрат во времени с учетом коэффициентов эффективности затрат. Все три члена уравнения зависят от конечной глубины карьера. Поэтому при окончательных проектных расчетах необходимо подробно определять календарный план работ в карьере при рассматриваемом варианте глубины и устанавливать затем общую эффективность данного варианта. Подобные расчеты уместны и реальны на последней стадии проектирования для проверки выбранного варианта, а не для его выбора.

Очевидно, для реализации условия (26) необходимо, чтобы полная себестоимость руды C_{pi} не превышала определенной величины. Назовем максимально возможное значение себестоимости руды, обеспечивающее работу в карьере с нормальной экономической эффективностью (в данном случае обеспечивающее окупаемость капитальных вложений в заданный срок), допустимой себестоимостью руды C_d . Так как задан-

ный срок окупаемости составляет обычно не более 7-10 лет, то можно считать $\Pi_i = \Pi = \text{const}$, тогда

$$(\Pi - C_d) \sum_{i=1}^{T_H} A_{pi} \geq \sum_{i=1}^{T_K} k_i \Delta A_i. \quad (27)$$

Известно, что расходы на вскрышные работы погашаются на единицу добытого полезного ископаемого по двум статьям: в виде части амортизации горно-капитальных работ; в виде погашения вскрышных работ в период нормальной эксплуатации карьера.

Поэтому полную себестоимость полезного ископаемого целесообразно выразить следующим образом:

$$C_p = a + \frac{V_0}{P} b_0 + \frac{A_{II}}{A_p} b, \quad (28)$$

где a - себестоимость только полезного ископаемого без учета вскрышных работ и амортизации горно-капитальных работ, руб./м³; b_0 , b - себестоимость пустых пород в период строительства карьера и нормальной эксплуатации, руб./м³; V_0 - объем вскрышных работ, производимых за счет капитальных вложений, м³; P - извлекаемый объем полезного ископаемого в контурах карьера, м³; A_{II} - производительность карьера по вскрышным породам в период нормальной эксплуатации, м³/год; A_p - то же по полезному ископаемому, м³/год.

Отношение V_0/P является первоначальным коэффициентом вскрыши n'_0 . Величина A_{II}/A_p - эксплуатационный коэффициент вскрыши n .

В период строительства карьера величина b_0 отличается от величины b как за счет общего удорожания работ в первый период, так и за счет различия крепости вскрышных пород.

Обозначим:

$$n'_0 \frac{b_0}{b} = n_0.$$

Для экономичной работы карьера необходимо, чтобы факти-

ческая себестоимость полезного ископаемого во все периоды работы карьера не превышала допустимую себестоимость C_d , т.е.

$$C_d \geq a + b(n_0 + n),$$

откуда

$$\frac{C_d - a}{b} \geq n_0 + n.$$

Левая часть формулы представляет собой граничный коэффициент вскрыши.

Следовательно, основное условие экономической целесообразности открытых работ [1,2]:

$$n_r \geq n_0 + n, \quad (29)$$

где n_0 - первоначальный коэффициент вскрыши, равный отношению объема пустых пород, вынимаемых за счет капитальных затрат, к общему объему извлекаемых запасов полезного ископаемого в контурах карьера, приведенный по себестоимости к эксплуатационному коэффициенту вскрыши, $\text{м}^3/\text{м}^3$; n - усредненный по периодам работы карьера эксплуатационный коэффициент вскрыши, $\text{м}^3/\text{м}^3$; n_r - граничный коэффициент вскрыши, $\text{м}^3/\text{м}^3$.

Это условие соответствует такой работе карьера, при которой фактическая себестоимость руды никогда не превышает допустимой величины.

Произведем некоторые преобразования формулы (29).

Так как $n = \lambda(n_{cp} - n_0)$, где λ - коэффициент неравномерности вскрышных работ, то при $n'_0 \approx n_0$

$$n_r \geq \lambda n_{cp} - n_0(\lambda - 1).$$

Введем коэффициент

$$\mu = \frac{n_0}{n_{cp}} = \frac{V_0}{V} \frac{b_0}{b}, \quad (30)$$

тогда

$$n_r \geq n_{cp} [\lambda - \mu(\lambda - 1)], \quad (31)$$

т.е. между n_r и n_{cp} имеется определенная зависимость.

Характерной особенностью предложенного принципа является его более общий характер. Все ранее предложенные принципы являются частным случаем неравенства (29).

Когда объем горно-капитальных работ незначителен и им можно пренебречь, т.е. $n_0 = 0$, тогда $\mu = 0$ и

$$n_r \geq \lambda n_{cp}. \quad (32)$$

Правая часть неравенства (32) представляет собой усредненный эксплуатационный коэффициент вскрыши данного периода работы карьера. Если этот коэффициент не усреднять, получим принцип $n_r \geq n_r$, предложенный В.В.Ржевским.

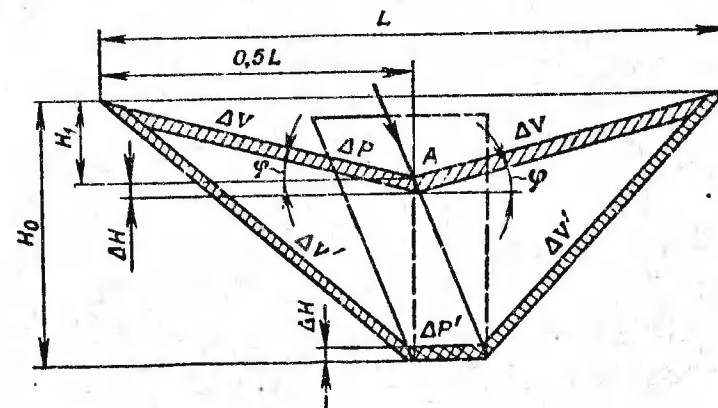


Рис.3. Схема случая, когда "текущий" коэффициент вскрыши равен контурному

При отработке пологопадающих рудных тел, когда один из конечных бортов карьера идет по контакту рудного тела и подстилающих пород, а также вертикальных и крутопадающих залежей

при вскрытии временными съездами по контакту рудного тела, когда могут создаваться условия, показанные на рис.3 (рабочие борты в породах висячего и лежащего боков выходят на конечные контуры карьера на поверхности одновременно), максимальное значение "текущего" (не усредненного) коэффициента вскрыши становится равным контурному, т.е. (рис.3)

$$n_T = \frac{\Delta V}{\Delta P} = \frac{\Delta V'}{\Delta P'} = n_K.$$

В этом случае принцип (29) превращается в принцип (19).

Если удастся составить календарный план горных работ таким образом, чтобы карьер весь период мог работать со средним эксплуатационным коэффициентом вскрыши ($n_{cp} - n_0$), т.е. при коэффициенте неравномерности вскрышных работ $\lambda = 1$, то принцип (29) превращается в принцип (18). Этот принцип может быть вполне целесообразным также в случае очень малого срока эксплуатации карьера. Тогда погашение вскрышных работ в себестоимости полезного ископаемого более целесообразно производить по среднеексплуатационному коэффициенту вскрыши, а излишек затрат на вскрышные работы в переносные годы можно относить к затратам будущих лет или же к капитальным затратам.

Обычно коэффициенты вскрыши подсчитываются на основе геологических данных. Поэтому их необходимо пересчитывать с учетом потерь и разубоживания.

Эксплуатационный коэффициент вскрыши с учетом потерь и разубоживания

$$n' = \frac{n + 1 - \Delta}{\Delta}. \quad (33)$$

Аналогично рассчитывается первоначальный коэффициент вскрыши:

$$n_0'' = \frac{n_0}{\Delta}. \quad (34)$$

Тогда окончательный принцип определения границ открытых работ:

$$n_T \geq \frac{1}{\Delta} [n_0 + n + (1 - \Delta)], \quad (35)$$

где $\Delta = (I - \eta) / (I - \rho')$ — коэффициент перехода от геологических запасов к извлекаемым при открытом способе разработки; η и ρ' — коэффициенты потерь и весового (или объемного) разубоживания при открытом способе разработки.

Чтобы наиболее четко выявить различие в результатах расчета конечной глубины карьера по различным методам, приведем сравнительный расчет. Для упрощения будем считать себестоимость вмески налегающих и боковых пород одинаковой. Исследуем зависимость конечной глубины карьера от мощности рудного тела для исходных данных (см. рис.1): $h_0 = 10$ м; $\gamma = 40^\circ$; $\beta = 60^\circ$; $\varphi = 15^\circ$; $n_T = 6$ м³/м³.

Результаты расчетов по всем рассмотренным принципам приведены на рис.4.

Выявлена зависимость конечной глубины карьера от мощности налегающих пустых пород h_0 для величины $M = 50$ м. Результаты расчетов приведены на рис.5.

Полученные данные наглядно показывают, что расчеты, основанные на принципах (19) и (21), в подав-

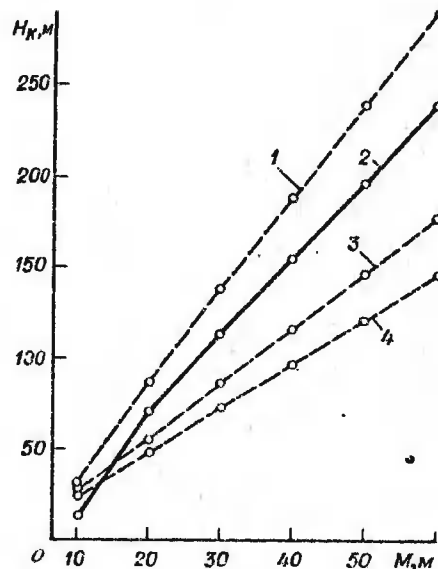


Рис.4. Зависимость конечной глубины карьера от мощности рудного тела при определении по принципам: 1 — $n_T \geq n_{cp}$; 2 — $n_T \geq n_0 + n$; 3 — $n_T \geq n_T$; 4 — $n_T \geq n_K$.

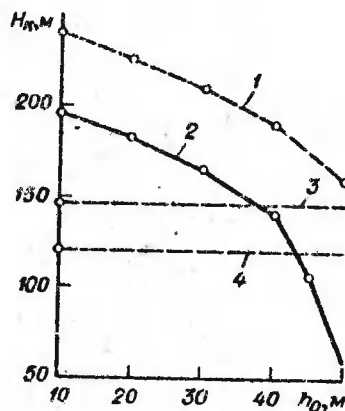


Рис.5. Зависимость H_K от h_0 при определении по принципам:
1 - $n_T \geq n_{cp}$; 2 - $n_T \geq n_{cp} + n$;
3 - $n_T \geq n_T$; 4 - $n_T \geq n_K$

ляющем большинстве случаев (при небольших значениях h_0) дают заниженные значения конечной глубины карьера. Из-за этого себестоимость руды на запроектированном карьере ниже допустимой себестоимости, т.е. возможности открытого способа разработки не используются полностью. В случае значительной мощности наносов h_c расчет по этим принципам может привести к совершенно неприемлемым результатам, когда фактическая себестоимость полезного ископаемого может превышать допустимую себестоимость, так как эти принципы не реагируют на мощность налегающих пород.

Из расчета также видно, почему принцип (19) долгое время удовлетворял проектировщиков, несмотря на неточность, — он в большинстве случаев давал заниженные значения конечной глубины карьера. Получался карьер с себестоимостью руды меньшей, чем допустимая. Это обстоятельство истолковывалось как результат преимущества открытых работ над подземными, а не как результат неточности применявшихся методов расчета границ карьера.

При отработке пластообразных крутопадающих залежей расчет по принципу (18) всегда дает сильно завышенные значения конечной глубины карьера.

При расчете по принципу (29) фактическая себестоимость полезного ископаемого никогда не превышает величину допустимой себестоимости, а поэтому и полученные контуры карьера являются более надежными.

Аналитический метод определения глубины карьера может быть применен при проектировании разработки месторождений правильной формы в условиях равнинного рельефа местности. Кроме того, он имеет большое теоретическое значение, так как поз-

воляет в удобной математической форме установить основные взаимосвязи между параметрами карьера [2].

1.5. Определение границ карьера при разработке однородных месторождений (метод вариантов)

Наиболее универсальным методом, применимым для месторождений любой формы, является метод вариантов. Сущность этого метода заключается в рассмотрении нескольких вариантов границ карьера и принятии границ, наиболее полно отвечающих условию эффективности открытых работ.

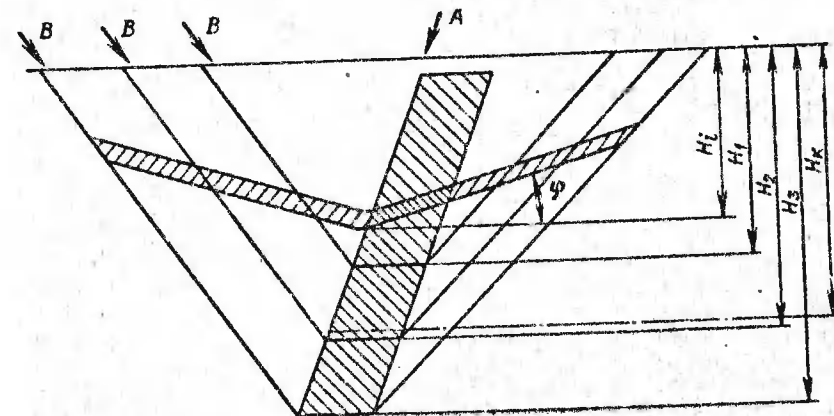


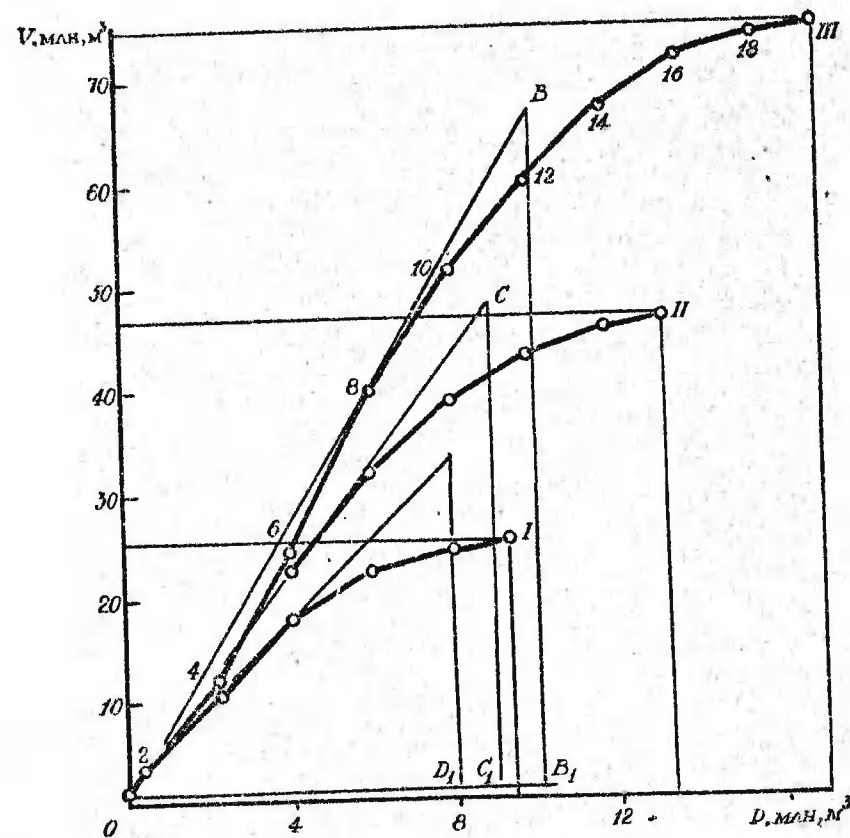
Рис.6. Три варианта конечной глубины карьера

Рассмотрим крутопадающую залежь (рис.6) в случае вскрытия временными съездами по контакту висячего бока (по стрелке A). Возьмем три варианта глубины карьера H_1 , H_2 , H_3 и для каждого варианта построим график $V=f(p)$ для y_{max} (табл.1 и рис.7). Подобные расчеты выполнены нами для варианта вскрытия тупиковыми траншеями по лежащему боку (по стрелке B). Полученные результаты приведены в табл.2. В ка-

Таблица 1

Расчетные данные при вскрытии по стрелке А

Глубина за- сот	Глубина H_1			Глубина H_2			Глубина H_3		
	$P_1, \text{ млн. м}^3$	$V_1, \text{ млн. м}^3$	$\pi_1, \text{ м}^3/\text{м}^3$	$P_2, \text{ млн. м}^3$	$V_2, \text{ млн. м}^3$	$\pi_2, \text{ м}^3/\text{м}^3$	$P_3, \text{ млн. м}^3$	$V_3, \text{ млн. м}^3$	$\pi_3, \text{ м}^3/\text{м}^3$
1	-	1,05	-	-	1,05	-	-	1,05	-
2	0,36	2,47	6,87	0,36	2,47	6,87	0,36	2,47	6,87
3	0,92	3,33	3,62	0,92	3,33	3,62	0,92	3,33	3,62
4	0,95	4,12	4,34	0,95	5,02	5,29	0,95	5,02	5,29
5	0,95	3,61	3,90	0,95	5,84	6,15	0,95	5,02	5,29
6	0,95	3,11	3,28	0,95	5,34	5,62	0,95	7,61	8,00
7	0,95	2,61	2,75	0,95	4,84	5,10	0,95	7,11	7,48
8	0,95	1,98	2,08	0,95	4,21	4,43	0,95	8,29	8,72
9	0,95	1,50	1,58	0,95	3,73	3,93	0,95	6,00	6,32
10	0,95	0,87	0,81	0,95	3,10	3,26	0,95	5,37	5,65
11	1,55	0,57	0,37	0,95	2,55	2,70	0,95	4,83	5,10
12	-	-	-	0,95	2,03	2,14	0,95	4,30	4,53
13	-	-	-	0,95	1,43	1,50	0,95	3,70	3,89
14	-	-	-	0,95	0,92	0,97	0,95	3,10	3,35
15	-	-	-	1,55	0,57	0,37	0,95	2,56	2,70
16	-	-	-	-	-	-	0,95	2,07	2,18
17	-	-	-	-	-	-	0,95	1,50	1,58
18	-	-	-	-	-	-	0,95	0,90	0,95
19	-	-	-	-	-	-	1,60	0,65	0,40
Итого	9,48	25,22	2,66	13,28	46,44	3,50	17,13	74,88	4,37

Рис. 7. Функции $V=f(D)$ для трех вариантов конечной глубины карьера при вскрытии по стрелке А

честве граничного коэффициента вскрыши принят $n_r = 5 \text{ м}^3/\text{м}^3$.

На основании данных табл. 2 довольно затруднительно определить конечную глубину карьера, отвечающую условию $n_r \geq n_0 + n$, это лучше всего сделать, воспользовавшись графиком. В координатах n_r и H_k построим график изменения суммы коэффициентов $n_0 + n$ в зависимости от вариантов глубины карьера по данным табл. 2 (рис. 6). На этот же график нанесем горизонтальную прямую, соответствующую величине граничного коэффициента вскрыши.

Таблица 2

Основные показатели работы карьера при различных вариантах способов вскрытия и конечной глубины

Показатели	Вскрытие по стрелке В			Вскрытие по стрелке А		
	$H_1 = 110$ м	$H_2 = 150$ м	$H_3 = 190$ м	$H_1 = 110$ м	$H_2 = 150$ м	$H_3 = 190$ м
n_T	5,0	5,0	5,0	5,0	5,0	5,0
n_{cp}	2,66	3,50	4,37	2,66	3,50	4,37
n_1	3,64	4,88	6,10	3,12	4,10	5,38
n_0	0,32	0,23	0,17	0,24	0,28	0,33
$n_0 + n_1$	3,96	5,11	6,27	3,36	4,38	5,71
λ	1,56	1,49	1,46	1,38	1,32	1,38
μ	0,12	0,07	0,04	0,10	0,09	0,08

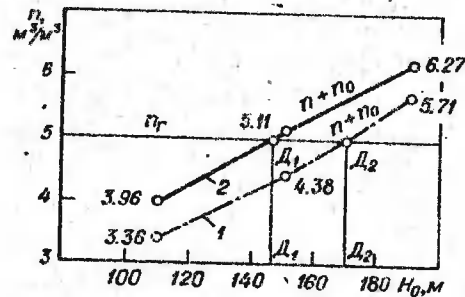


Рис. 8. Зависимость суммы $n_0 + n_1$ от конечной глубины карьера при вскрытии: 1 - по стрелке А; 2 - по стрелке В

Пересечение этой прямой с линиями $n_0 + n_1$ определит значение конечной глубины карьера (точки D_1 и D_2).

Для варианта временных съездов конечная глубина карьера $H_K = 170$ м, а для стационарных съездов $H_K = 146$ м. Следовательно, способ вскрытия оказывает значительное влияние на конечную глубину карьера. Отметим, что в данном варианте вскрытия величина

коэффициента λ изменялась в зависимости от конечной глубины карьера в незначительных пределах.

Подобным методом обрабатывается каждый поперечный разрез. Затем на продольном разрезе и в плане окончательно уточняются контуры карьера.

Метод вариантов является хотя и точным, но и наиболее трудоемким. Он применим ко всем месторождениям. При большом простирании можно пользоваться поперечными разрезами, а для коротких карьеров целесообразно использовать погоризонтные планы.

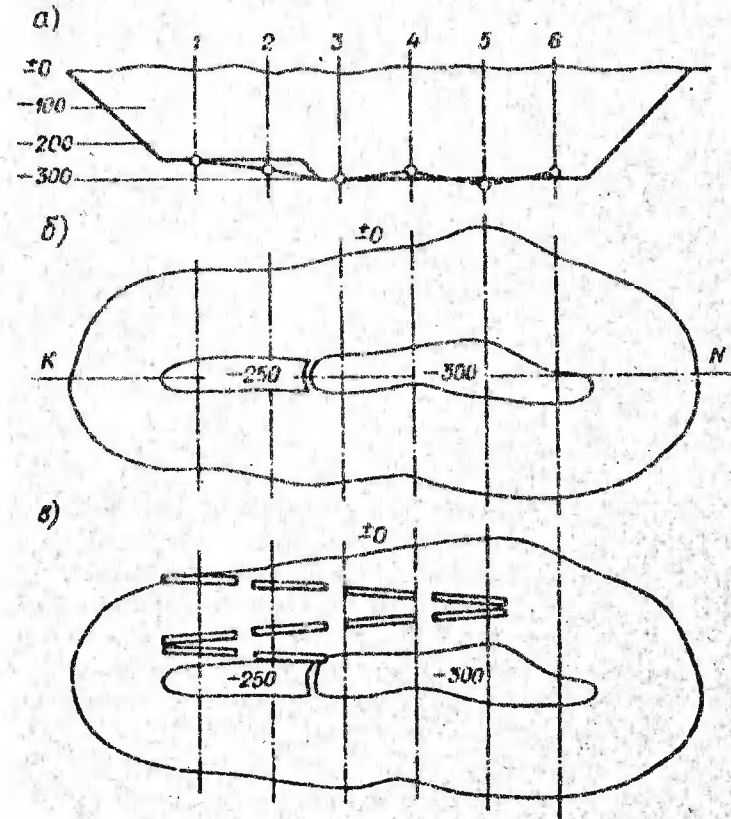


Рис. 9. Построение конечных контуров карьера

Такие расчеты необходимо делать по каждому поперечному разрезу. Затем эти данные наносятся на продольный разрез

(рис.9,а) и отстраивается план карьера в конечном положении (рис.9,б). В этот план вводятся вскрывающие выработки (рис.9,в) и производится геометрическое моделирование работы карьера (лучше это делать на погоризонтных планах). Строится график $V=f(P)$, определяются значения n, n_c и окончательно проверяется правильность определения конечных контуров карьера по уравнениям (29) и (35).

1.6. Определение границ карьера при разработке однородных месторождений (метод допустимого среднего коэффициента вскрыши)

Основой этого метода является уравнение (29), решенное относительно среднего коэффициента вскрыши с заменой знака неравенства равенством:

$$n_{с.д.} = \frac{n_r}{\lambda - \mu(\lambda - 1)}. \quad (36)$$

где $n_{с.д.}$ — допустимый средний коэффициент вскрыши, m^3/m^3 .

Как показали исследования [2], коэффициент λ мало зависит от глубины карьера. В формуле (36) коэффициент μ мало влияет на величину $n_{с.д.}$. Основное влияние оказывает коэффициент λ , который учитывает форму рудного тела, его мощность, угол падения, рельеф местности, принятый способ вскрытия, т.е. все основные факторы, влияющие на показатели работы карьера.

Полученные результаты позволяют наметить следующую методику расчета конечной глубины карьера.

Из всех поперечных разрезов по месторождению выбирается наиболее характерный (или средневзвешенный) и для него с помощью графика $V=f(P)$ для ориентировочно взятой конечной глубины карьера устанавливается значение коэффициентов λ и μ . К коэффициенту λ для надежности берется поправочный коэффициент 1,1. По этим значениям λ и μ по формуле (36) определяется допустимый средний коэффициент вскрыши.

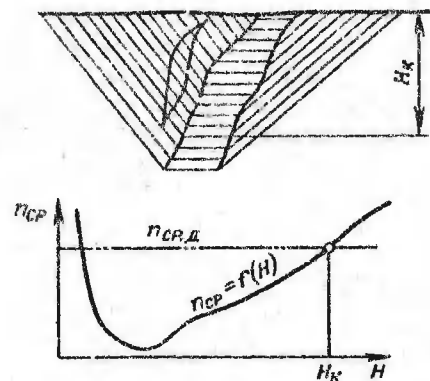


Рис.10. Определение конечной глубины карьера по допустимому среднему коэффициенту вскрыши

На каждом поперечном разрезе строятся конечные контуры карьера для различных значений глубины и подсчитываются средние коэффициенты вскрыши (рис.10). Полученные значения $n_{ср}$ сравниваются с допустимым средним коэффициентом вскрыши, и глубина карьера, на которой $n_{ср} = n_{с.д.}$, считается конечной (H_k на рис.10).

Таким образом обрабатываются все разрезы. Затем полученные значения глубины карьера наносятся

на продольные разрезы и с учетом принятой технологии работ и способа вскрытия, а также объемов пород в торцах карьера учитывается профиль дна карьера с таким расчетом, чтобы средний коэффициент вскрыши по всему карьеру не превосходил $n_{с.д.}$.

При определении длины карьера необходимо руководствоваться принципом включения в карьерное поле максимума запасов полезного ископаемого.

После того, как уточнены отметки дна карьера, строится план карьера в отработанном виде и начинаются следующие этапы проектирования: определяются более точно объемы пород и полезного ископаемого, устанавливается рациональное направление горных работ, определяется эксплуатационный коэффициент вскрыши, производительность карьера и т.д. В случае необходимости уточняются и контуры карьера, если полученные параметры карьера почему-либо не соответствуют первым предположениям.

Метод использования допустимого среднего коэффициента вскрыши применим для большинства месторождений и отличается наибольшей простотой. Поэтому можно считать, что он имеет наи-

большее практическое значение при установлении границ открытых работ.

В связи с тем, что все исходные данные для определения границ карьеров являются недостаточно надежными, рассмотрим метод учета неопределенности исходных данных при определении границ карьера.

1.7. Учет неопределенности исходных данных при определении границ карьера

Для определения граничного коэффициента вскрыши предложено много различных методов [2,3,9]. Остановимся на наиболее простой формуле:

$$n_{\Gamma} = \frac{C_d - a}{b}$$

Прямую абсолютную погрешность определения n_{Γ} на основе теории ошибок можно рассчитать по формуле:

$$\Delta n_{\Gamma} = \left| \frac{\partial n_{\Gamma}}{\partial C_d} \right| \Delta C_d + \left| \frac{\partial n_{\Gamma}}{\partial a} \right| \Delta a + \left| \frac{\partial n_{\Gamma}}{\partial b} \right| \Delta b, \quad (37)$$

где ΔC_d , Δa , Δb — абсолютные погрешности величин C_d , a , b , руб./м³.

Относительная погрешность:

$$\Delta_c n_{\Gamma} = \Delta n_{\Gamma} / n_{\Gamma}. \quad (38)$$

Отметим, что

$$\frac{\partial n_{\Gamma}}{\partial C_d} = \frac{1}{b}; \quad \frac{\partial n_{\Gamma}}{\partial a} = -\frac{1}{b}; \quad \frac{\partial n_{\Gamma}}{\partial b} = -\frac{a - C_d}{b^2}$$

Рассмотрим пример. Пусть $C_d = 3,7$; $a = 1,2$; $b = 1$ руб./м³. Тогда $n_{\Gamma} = 2,5$ м³/м³. Примем относительные погрешности всех входящих в формулу величин одинаковыми: $\pm 0,15$. Тогда $\Delta C_d = \pm 0,555$; $\Delta a = \pm 0,18$; $\Delta b = \pm 0,15$ руб./м³. По формуле (37) находим:

$$\Delta n_{\Gamma} = \left| \frac{1}{b} \right| \Delta C_d + \left| \frac{1}{b} \right| \Delta a + \left| \frac{a - C_d}{b^2} \right| \Delta b = \frac{0,555}{1} + \frac{0,18}{1} + \frac{2,5 \cdot 0,15}{1} = 1,11.$$

Относительная ошибка

$$\Delta_0 n_{\Gamma} = \frac{1,11}{2,5} = 0,444.$$

Если предположить, что полученное значение n_{Γ} является математическим ожиданием и имеет нормальный закон распределения ($\sigma = \Delta_0 n_{\Gamma} / 3 = 0,148$), то можно определить значения n_{Γ} в зависимости от уровня риска (табл.3). В табл.3 показаны также допустимые значения среднего коэффициента вскрыши $n_{сд}$, определенные по формуле (36) при $\lambda = 1,2$; $\mu = 0$. Если принять уровень риска, равным нулю, то

$$n_{\Gamma i} = n_{\Gamma} (1 - 3\sigma) = 2,5(1 - 0,444) = 1,39.$$

При уровне риска 2,3 %:

$$n_{\Gamma i} = 2,5(1 - 2 \cdot 0,148) = 1,76 \text{ м}^3/\text{м}^3.$$

Таблица 3

Зависимость n_{Γ} от уровня риска

Показатель	Уровень риска, %					
	0	2,3	15,9	25	50	75
Граничный коэффициент вскрыши n_{Γ} , м ³ /м ³	1,39	1,76	2,13	2,25	2,5	2,75
Относительное увеличение δ_i	0	0,27	0,53	0,62	0,80	0,98
Допустимый средний коэффициент вскрыши $n_{сд}$, м ³ /м ³	1,16	1,47	1,78	1,88	2,05	2,20

$$\delta_i = \frac{1,76 - 1,39}{1,39} = 0,27.$$

Допустимый средний коэффициент вскрыши

$$n_{сд} = \frac{1,76}{1,2 - 0(1,2 - 1)} = 1,47.$$

Остальные данные получены аналогичным образом.

Рассмотрим изменение по мере увеличения конечной глубины карьера среднего коэффициента вскрыши при различном уровне риска и оценке запасов руд. Причем изменение принятых к расчету запасов руды выразим через изменение расчетной мощности рудного тела (табл.4).

Если принять возможную ошибку подсчета запасов $\epsilon = 0,39$, т.е. $\epsilon = 0,13$, то расчет мощности рудного тела в зависимости от уровня риска можно вести в соответствии с табл.4, а средний коэффициент вскрыши определяется по рис.11.

Если рудное тело имеет сложную форму, то для каждого варианта глубины при $K = 50\%$ определяются запасы руды и горной массы в карьере. Затем находятся цифры для других уровней риска.

На основе значений $n_{сд}$ из табл.3 и $n_{ср}$ из табл.4 построим график (рис.11). Из графика можно установить, что при расчете по математическим ожиданиям (точка E на пересечении линий 5 и 5') общий риск составит

$$0,50 + 0,50 - 0,50 \cdot 0,50 = 0,75,$$

а конечную глубину карьера можно принять равной $H_M = 432$ м. Если совсем не рисковать (точка A), то $H_C = 145$ м. Если брать $n_{ср}$ и $n_{сд}$ с уровнем риска, равным 25% (точка D), то общий риск составит

$$0,25 + 0,25 - 0,25 \cdot 0,25 = 0,44,$$

а конечную глубину карьера можно принять равной $H = 356$ м.

Изменение расчетной мощности рудного тела

Показатели	Уровень риска, %					
	0	2,3	15,9	25	50	75
Мощность рудного тела, м	152	185	218	228	250	273
Коэффициент δ_i	0	0,22	0,43	0,50	0,65	0,80
Средний коэффициент вскрыши $n_{ср}$ при глубине карьера, м:						
100	0,79	0,65	0,55	0,53	0,48	0,44
200	1,58	1,30	1,10	1,06	0,96	0,88
300	2,37	1,95	1,65	1,59	1,44	1,32
400	3,16	2,60	2,20	2,12	1,92	1,76
500	3,95	3,24	2,75	2,65	2,40	2,20

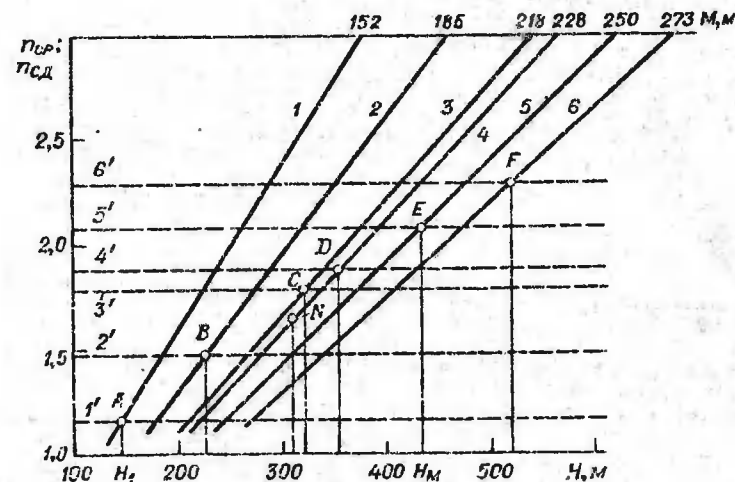


Рис.11. Зависимость, при разных уровнях риска, среднего коэффициента вскрыши (сплошные линии) по мере увеличения конечной глубины карьера и допустимого среднего коэффициента вскрыши (штриховые линии)

Таблица Б
Зависимости значений n_T и n_{cp} от отношения к риску

Отношение к риску	n_T			n_{cp}				Общий риск, %
	$n_{ср.д.}, \text{м}^3/\text{м}^3$	δ_i	$R, \%$	$M, \text{м}$	δ_i	$R, \%$	$H_K, \text{м}$	
Смелое	2,00	0,80	50	250	0,65	50	432	75
Ровное	1,80	0,55	17,7	225	0,48	22,4	336	36
Осторожное	1,67	0,44	8,9	211	0,39	11,0	293	19
Никакого риска	1,16	0	0	152	0	0	147	0
Принятое решение	1,67	0,44	8,9	225	0,48	22,4	312	29

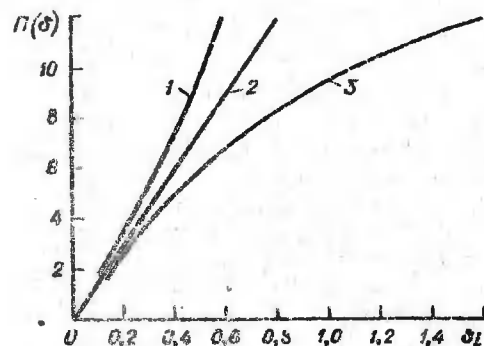


Рис. 12. Функция опасности последствий риска при осторожном (1), ровном (2) и смелом (3) отношении

вний риска (рис. 12) находим $\delta_p = 0,48$ и $\delta_0 = 0,39$ (табл. 5).

Учитывая большую общую ошибку в определении граничного коэффициента вскрыши ($\pm 44,4\%$), разумнее ориентироваться на осторожное отношение к риску и принять $\delta_0 = 0,44$; $n_T = 2 \text{ м}^3/\text{м}^3$; $n_{ср.д.} = 1,67 \text{ м}^3/\text{м}^3$.

Рассмотрим эту проблему с позиции психологических подходов. На основе табл. 5 находим, что при смелом отношении к риску ($R(n_T) = 50\%$) величина $\delta_c = 0,8$. По графику функции опасения последствий риска (рис. 12) находим $\delta_p = 0,55$ и $\delta_0 = 0,44$ (табл. 5).

Возьмем геологические данные (см. табл. 4). При смелом отношении к риску ($R(M) = 50\%$) величина $\delta_c = 0,65$. По графику функции опасения последст-

Геологические данные более надежны, и можно принять равное отношение к риску. Тогда $M = 225 \text{ м}$; $\delta_p = 0,48$. На основе данных табл. 4 и $n_{ср.д.} = n_{cp} = 1,67$ для $M = 225 \text{ м}$ методом интерполяции находим $H_K = 312 \text{ м}$ (точка N на рис. 11). Общий уровень риска (табл. 5) $R(H_K) = 0,089 + 0,224 + 0,089 \cdot 0,024 = 0,29$.

1.8. Проблема реконструкции карьеров

Многие карьеры достигли значительной глубины, и приближается момент их доработки в запроектированных конечных контурах. Возникает проблема дальнейшей разработки месторождений открытым (наземным) либо подземным способом.

Рассмотрим на упрощенном примере принципиальные особенности реконструкции карьера с целью дальнейшей разработки месторождения открытым способом.

Пусть ранее составленным проектом решено отрабатывать крупнопадающее месторождение (рис. 13) карьером до конечной глубины $H_K = 450 \text{ м}$. К настоящему времени горные работы достигли глубины $H_2 = 225 \text{ м}$ и продолжаются со скоростью углубки $h_T = 15 \text{ м/год}$. Нерабочий борт Ba_1 сформирован до глубины 120 м (точка a_1).

Предположим, что мы решили увеличить конечную глубину карьера до $H_p = 600 \text{ м}$. Тогда процесс развития горных работ будет происходить следующим образом: по мере углубки карьера (линия $Ob_1b_2b_3b_K$ на рис. 13) при глубине дна H_1 начал формироваться нерабочий борт карьера $Ba_1a_2H_K$. Этот процесс показан на графике $H = f(T)$ линией $T_1a_2b_K$ и идет со скоростью

$$h_6 = \frac{H_K}{T_x - T_1} = \frac{450}{30 - 12,5} = 25,7 \text{ м/год}.$$

Эту скорость можно определить аналитически:

$$h_6 = \frac{v}{\text{ctg} \varphi - \text{ctg} \delta} \quad (39)$$

или

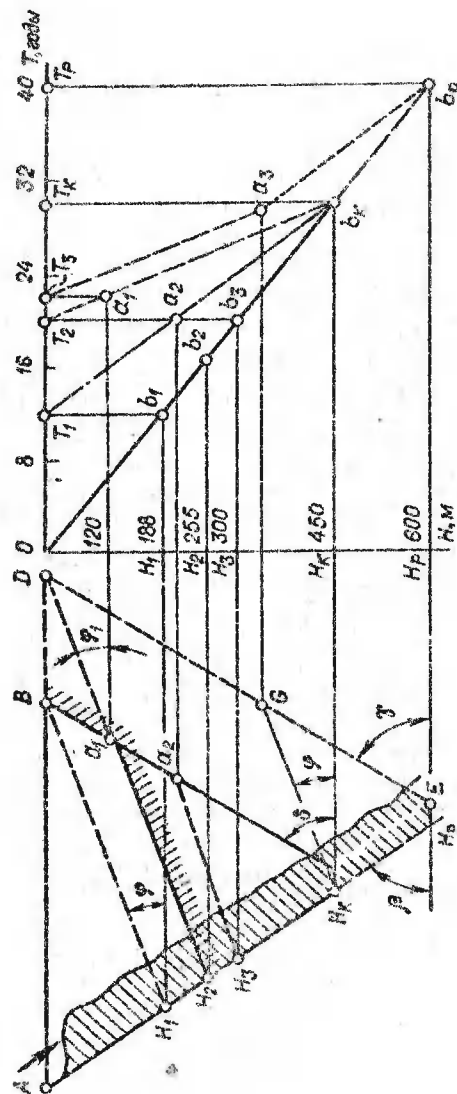


Рис.13. Схема реконструкции карьера и график $H = f(T)$

$$h_6 = h_r \frac{ctg\varphi + ctg\delta}{ctg\varphi - ctg\delta},$$

где v – горизонтальная скорость подвигания рабочих уступов, м/год; h_r – вертикальная скорость углубки карьера, м/год; φ – угол откоса рабочего борта; δ – угол погашения нерабочего борта $Ba_1a_2H_k\delta$; δ – угол направления углубки карьера.

Принимаем, что работы по реконструкции начнутся через три года. К этому времени ($T_2 = 20$ лет) дно карьера спустится до глубины $H_3 = 300$ м, а высота нерабочего борта составит $T_2a_2 = 210$ м.

Начинаем разнос нерабочего борта. Он показан линией $T_2a_1b_k$ со скоростью

$$h_{p6} = \frac{H_k}{T_k - T_2} = \frac{450}{30 - 20} = 45 \text{ м/год.}$$

Скорость можно определить аналитически:

$$h_{p6} = \frac{v_1}{ctg\varphi_1 - ctg\delta}, \quad (40)$$

где v_1 – горизонтальная скорость подвигания рабочих уступов при разносе борта, м/год; $v_1 > v$; φ_1 – угол откоса рабочего борта в зоне разнosa, $\varphi_1 > \varphi$.

Увеличение скорости разнosa борта h_{p6} по сравнению с h_6 можно достичь за счет уменьшения длины экскаваторных блоков и ширины рабочих площадок.

Ко времени $T_3 = 22$ года горные работы подойдут к конечному контуру вновь проектируемого карьера (точка D) и начнет формироваться нерабочий борт DGE. Этот процесс показан линией $T_3a_3b_p$. Новый карьер будет отработан через $T_p = 40$ лет с начала горных работ.

Рассмотрим объемные показатели. По мере углубки карьера нарастающие объемы рулы и породы составит (рис.14): объем горнокапитальных работ $V_0 = 1,5 \text{ млн.м}^3$ к началу реконструкции ($H_1 =$

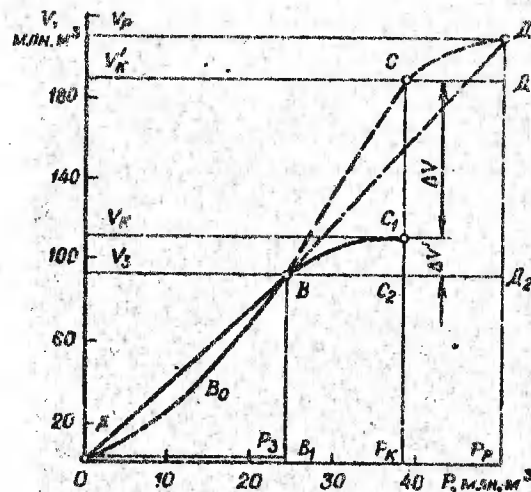


Рис.14. График $V = f(P)$

риод работы идет по прямой AB с коэффициентом вскрыши

$$n_1 = \frac{BB_1}{AB_1} = \frac{92,5}{24} = 3,85 \text{ м}^3/\text{м}^3.$$

Производительность карьера по руде $A_p = 1,32 \text{ млн.м}^3/\text{год}$, по породе $A_{п1} = A_p n_1 = 5,08 \text{ млн.м}^3/\text{год}$, по горной массе $A_1 = A_p (1 + n_1) = 6,4 \text{ млн.м}^3/\text{год}$, продолжительность работы $T_2 = 20 \text{ лет}$.

Затем начинается разнос борта с коэффициентом вскрыши (по линии BC на рис.14):

$$n_2 = \frac{CC_2}{BC_2} = \frac{96}{14} = 6,86 \text{ м}^3/\text{м}^3.$$

Производительность по породе $A_{п2} = A_p n_2 = 9,06 \text{ млн.м}^3/\text{год}$, по горной массе $A_2 = A_p (1 + n_2) = 10,38 \text{ млн.м}^3/\text{год}$, продолжительность работ $T_2 - T_1 = 10 \text{ лет}$.

= 300 м, точка B на рис.14). Будет вынута руда $P_3 = 24 \text{ млн.м}^3$; породы $V_3 = 94 \text{ млн.м}^3$; в контурах карьера $AN_K B$ $P_K = 38 \text{ млн.м}^3$; $V_K = 113 \text{ млн.м}^3$. В процессе разноса борта нужно вынуть объем руды BC_2 равный 14 млн.м³; пород $H_3 a_2 B D C H_K H_1$ (на графике $V = f(P)$ линия $C_2 C$) $\Delta V + \Delta V' = 78 + 18 = 96 \text{ млн.м}^3$; при доработке $P_d = 12 \text{ млн.м}^3$ и $V_d = 20 \text{ млн.м}^3$. Всего 3 новых контура карьера $P_p = 50 \text{ млн.м}^3$; $V_p = 210 \text{ млн.м}^3$.

На основе этих данных и построен на рис.14 график $V = f(P)$. В первый пе-

Доработка карьера до $H_p = 600 \text{ м}$ показана на рис.14 линией CD с коэффициентом вскрыши

$$n_3 = \frac{D D_1}{C D_1} = \frac{20}{12} = 1,67 \text{ м}^3/\text{м}^3.$$

Производительность по породе $A_{п3} = A_p n_3 = 2,2$; по горной массе $A_3 = A_p (1 + n_3) = 3,52 \text{ млн.м}^3/\text{год}$; продолжительность работ $T_p - T_K = 10 \text{ лет}$.

Рассмотрим проблему конечных границ карьера. Предположим, что 18 лет назад при проектировании данного карьера допустимая себестоимость добываемых руд была оценена в 7,13 руб./м³ и граничный коэффициент вскрыши получился равным

$$n_r = \frac{C_d - a}{b} = \frac{7,13 - 1,8}{1,3} = 4,1 \text{ м}^3/\text{м}^3,$$

где C_d - допустимая себестоимость руды, руб./м³; a - себестоимость только руды, руб./м³; b - себестоимость вскрышных работ, руб./м³.

Первоначальный коэффициент вскрыши n_0 , приведенный по стоимости к эксплуатационному коэффициенту вскрыши n_i ,

$$n_0 = \frac{V_0}{P_p} \frac{b_0}{b} = \frac{1,5}{38} \frac{1,1}{1,3} = 0,033 \text{ м}^3/\text{м}^3,$$

где b_0 - себестоимость горно-капитальных работ, руб./м³; V_0 - объем горно-капитальных работ, млн.м³.

Отсюда при $n_1 = 3,85 \text{ м}^3/\text{м}^3$

$$n_r = 4,1 > (0,033 + 3,850) = 3,883 \text{ м}^3/\text{м}^3.$$

На основе этого расчета была определена конечная глубина карьера $H_K = 450 \text{ м}$.

Прошло 18 лет, произошли изменения в экономических показателях работы карьера. За счет увеличения цены на руду, совершенствования процесса обогащения и вовлечения в переработку нескольких полезных ископаемых допустимая себестоимость руд под-

нялась до $C_{д1} = 11$ руб./м³, а возможная себестоимость руды из подземных работ $C_{п1} = 10$ руб./м³.

Тогда величина граничного коэффициента вскрыши может быть увеличена:

$$n_{г1} = \frac{11 - 1.5}{1.2} = 7.92 \text{ м}^3/\text{м}^3;$$

при $n_0 = 0.03$ и $n_i = 6.86$

$$n_{г} = 7.92 > (0.03 + 6.86) = 6.89 \text{ м}^3/\text{м}^3.$$

Значит, принятая новая глубина карьера $H_p = 600$ м обеспечивает открытую разработку месторождения в течение $T_p - T_2 = 20$ лет с себестоимостью руды, не превышающей себестоимость ее в случае перехода на подземные работы.

Чтобы упростить решение задачи, можно воспользоваться методом использования допустимого среднего коэффициента вскрыши по формуле (36).

Коэффициент неравномерности вскрышных работ

$$\lambda = n_2 / n_{ср.з},$$

где $n_{ср.з}$ — среднеэксплуатационный коэффициент вскрыши, в данном случае (рис.14)

$$n_{ср.з} = \frac{DD_2}{BD_2} = \frac{V_p - V_3}{P_p - P_3} = \frac{210 - 94}{50 - 24} = 4.46 \text{ м}^3/\text{м}^3.$$

Значит,

$$\lambda = \frac{6.86}{4.46} = 1.54; \quad \mu = \frac{V_0}{V_p} = \frac{1.5}{210} = 0.007.$$

Тогда

$$n_{сд} \leq \frac{7.92}{1.54 - 0.007(1.54 - 1)} = 5.16 \text{ м}^3/\text{м}^3.$$

При увеличении глубины карьера с $H_x = 450$ м до $H_p = 600$ м средний коэффициент вскрыши в оставшихся объемах $n_{ср} = 4.46 \text{ м}^3/\text{м}^3$, т.е. условие соблюдается.

Если к периоду реконструкции в карьере работали экскаваторы ЭКГ-8И с производительностью $Q = 0.96$ млн.м³/год. то их количество составит

$$N_1 = \frac{A_1}{Q_3} = \frac{6.4}{0.96} = 7.$$

В период реконструкции потребуется

$$N_2 = \frac{A_2}{Q_3} = \frac{10.38}{0.96} = 11.$$

т.е. необходимо добавить четыре экскаватора с соответствующим количеством транспортных и иных средств.

Глава 2. ГРАНИЦЫ КАРЬЕРА ПРИ РАЗРАБОТКЕ КОМПЛЕКСНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Богато преизобилует, или, лучше раскопает, натура в подземном царстве . . .

М.В.Ломоносов (1711-1765)

2.1. Общие положения

Практически все разведанные месторождения полезных ископаемых являются комплексными, т.е. в них содержится не одно, а много полезных горных пород, которые имеют потребительную стоимость.

В условиях рыночной экономики хозяин месторождения заинтересован в реализации всех полезных ископаемых, извлекаемых из карьера. Это обстоятельство необходимо учитывать при определении границ карьеров. В настоящее время существуют два подхода к решению этой проблемы: 1) уточнение граничного коэффициента вскрыши и использование известных принципов определения границ карьера, разработанных применительно к однородным месторождениям; 2) использование нового понятия — граничного коэффициента добычи и новых принципов определения границ карьера.

Второе направление связано с работами Ленинградской научной школы и особенно с исследованиями Г.А.Холодныкова [8,9]. Предложено много уравнений по определению граничного коэффициента вскрыши в условиях разработки комплексного месторождения [2, 3,9]. Пожалуй, наиболее совершенной следует признать формулу Е.Е.Маркова [5]:

$$n_{\Gamma} = \frac{\sum_{i=1}^p f_i \left[\sum_{j=1}^k \lambda_{ij} (C_{ij} - a_{kij}) - a_i \right] - a_{оп}}{b + a_{оп}}, \quad (4I)$$

где f_i - доля добычи i -го полезного ископаемого в общей производительности карьера, $f_i = A_i / A_p$; A_i - производительность по i -му полезному ископаемому, млн.т/год; A_p - общая производительность карьера по рудам, млн.т/год; λ_{ij} - выход j -го концентрата из i -го полезного ископаемого; C_{ij} - допустимые затраты на получение j -го концентрата из i -го полезного ископаемого, руб./т; a_{kij} - затраты на получение j -го концентрата из i -го полезного ископаемого с учетом транспортных расходов от карьера до обогатительной фабрики, руб./т; a_i - затраты на выемку i -го полезного ископаемого, руб./т; $a_{оп}$ - затраты на охрану природы и утилизацию отходов, руб./т; b - затраты на вскрышные работы, руб./т.

Но во всех этих предложениях плохо обоснован способ использованием граничного коэффициента вскрыши в условиях, когда почти все горные породы, добываемые из карьера, являются полезными ископаемыми.

В этих условиях традиционное понятие коэффициента вскрыши теряет смысл и нужны новые подходы к определению критерия эффективности наземной разработки месторождения. Такой подход осуществил в своих работах Г.А.Холодныков [8,9].

Вводятся новые понятия:

Коэффициенты выемки K_i - отношение объема вынимаемой из карьера разновидности горных пород к общему объему горной массы, добываемой в карьере.

Коэффициент добычи $K_{Дi}$ - отношение объема добываемой из карьера разновидности полезного ис-

копаемого к общему объему горной массы, добываемой в карьере.

Коэффициент отходов K_o - отношение объема пустых пород к объему горной массы, добываемой в карьере.

Сохраняется условие

$$K_1 + K_2 + \dots + K_n + K_o = 1.$$

Эксплуатационный коэффициент выемки (добычи, отходов) K - расчетное значение коэффициента выемки (добычи, отходов) за определенный период работы карьера. Фактическое значение является текущим коэффициентом выемки.

Граничный коэффициент добычи K_{Γ} - теоретически минимально допустимое значение коэффициента добычи, при котором в данных условиях открытая разработка месторождения является экономически целесообразной.

Первоначальный коэффициент выемки K_{Π} - отношение объема горных пород, вынимаемых за счет капитальных затрат, к общему объему горных пород в карьере.

Отметим, что между коэффициентами вскрыши и выемки в случае однородного месторождения существует простая связь:

$$K = \frac{1}{1+n}; \quad (42)$$

$$n = \frac{1}{K} - 1. \quad (43)$$

2.2. Граничный коэффициент добычи

Повышение уровня технологии открытых горных работ, связанного с развитием горно-транспортной техники, комплексное использование полезных ископаемых, добыча попутного минерального сырья из вскрышных пород - вот основные факторы, определяющие тенденцию увеличения глубины карьера.

В комплексном месторождении залегают несколько полезных

ископаемых, и из каждого добываемого полезного ископаемого можно извлекать несколько концентратов.

Изменение границ карьера в глубину прежде всего отражается на объеме горной массы, которую можно извлекать в контурах карьера. С увеличением глубины карьера объемы полезных ископаемых в его контурах в общем случае возрастают медленнее, чем объемы пород, представляющих отходы горного производства. В предельном значении глубины карьер имеет тот максимальный объем полезных ископаемых в общей горной массе, при котором еще целесообразно разрабатывать месторождение открытым способом.

Поэтому критерием эффективности открытых работ в процессе проектирования глубины карьера, разрабатывающего комплексное месторождение, является граничный коэффициент добычи полезных ископаемых $K_{гд}$, приведенный к основному из них [8,9].

Сравнивать экономическую эффективность капитальных вложений в открытые работы, различающиеся масштабом производства, сроками строительства, видами выпускаемой продукции, а также фондоемкостью и капиталоемкостью производства, можно только при приведении текущих и капитальных затрат по всем элементам в сопоставимый вид. Это делается путем сравнения потребительной стоимости каждого вида продукции. Например, отдельные виды топлива приводятся к тонне условного топлива определенной калорийности или виды сахарной свеклы - к стационарной сахаристости и т.д.

Представим, что из карьера будет добываться n полезных ископаемых в количествах $A_1, A_2, A_3, \dots, A_n$, каждое из которых может быть реализовано по ценам $\Pi_1, \Pi_2, \Pi_3, \dots, \Pi_n$. Для упрощения расчетов целесообразно всю эту группу полезных ископаемых привести по стоимости к основному (в данном случае первому) полезному ископаемому:

$$A_{пр1} = \frac{1}{\Pi_1} (A_1 \Pi_1 + A_2 \Pi_2 + \dots + A_n \Pi_n) \quad (44)$$

или в более кратком виде:

$$A_{пр1} = \frac{1}{\Pi_1} \sum_{i=1}^n A_i \Pi_i \quad (45)$$

Заметим, что выражение в скобках формулы (44), под знаком суммы в формуле (45) является суммарной годовой стоимостью всей товарной продукции карьера.

Рассмотрим методику определения граничного коэффициента добычи для двух случаев [4]:

карьер добывает и реализует все полезные ископаемые по определенным ценам;

горно-обогатительный комбинат производит и реализует концентраты по определенным ценам.

Допустимые годовые затраты

$$З_{д} = \frac{\Pi_1}{1+\rho} A_{пр1} \quad (46)$$

где Π_1 - стоимость основного полезного ископаемого, к которому приведена производительность $A_{пр1}$, руб./т; ρ - уровень рентабельности карьера, доли единиц.

Отметим, что

$$\frac{A_{пр1}}{Q} = K_{пр1} \quad (47)$$

где Q - производительность карьера по горной массе, т/год; $K_{пр1}$ - приведенный по стоимости к основному полезному ископаемому коэффициент добычи, т/т.

Открытые работы экономически выгодны, если соблюдается условие

$$З_{д} \geq З_{ф} \quad (48)$$

где $З_{ф}$ - фактические затраты на работу карьера, руб./год.

С учетом выражения (47)

$$З_{д} = \frac{\Pi_1}{1+\rho} Q K_{пр1} \quad (49)$$

Фактические годовые затраты

$$З_{ф} = Q \sum_{i=1}^{n+1} K_i \alpha_i + Q \alpha_{оп} \quad (50)$$

где K_i - коэффициент выемки i -й горной породы, включая n полезных ископаемых и отходы (вскрышные породы); a_i - себестоимость выемки i -й горной породы, включая все расходы до момента отгрузки потребителю полезных ископаемых в бункер фабрики или на склад и размещения в отвалах пустых пород (отходов), руб./т; $a_{оп}$ - затраты на охрану природы, руб./т.

На основе полученных зависимостей можно записать:

$$\frac{\Pi_1}{1+p} K_{пр1} \geq a \sum_1^{n+1} K_i a_i + a a_{оп}.$$

Отсюда

$$K_{пр1} \geq \frac{1+p}{\Pi_1} \left(\sum_1^{n+1} K_i a_i + a_{оп} \right). \quad (51)$$

Очевидно, что минимальное значение $K_{пр1}$ и будет граничным коэффициентом добычи, приведенным по стоимости к основному полезному ископаемому,

$$K_{Г1} = \frac{1+p}{\Pi_1} \left(\sum_1^{n+1} K_i a_i + a_{оп} \right). \quad (52)$$

Экономический смысл полученной величины $K_{Г1}$, приведенной по стоимости к полезному ископаемому № I, состоит в том, что возмещение расходов на ежегодную выемку всех горных пород из карьера может быть условно осуществлено, если в горной массе, добываемой из карьера, будет доля $K_{Г1}$ полезного ископаемого № I, а все остальные горные породы будут считаться отходами.

Очень заманчиво с целью упрощения расчетов перейти к использованию при определении границ карьера данных по одному (основному) полезному ископаемому. Для этого определим долю руды № I в величине приведенного граничного коэффициента добычи. Это можно сделать введением поправочного коэффициента $K_1 \Pi_1$ - доли ценности руды № I в общей ценности получаемой продукции:

$$\delta_1 = \frac{K_1 \Pi_1}{\sum_1^n K_i \Pi_i}, \quad (53)$$

где $\sum_1^n K_i \Pi_i$ - ценность всех добываемых полезных ископаемых, руб./м³.

Тогда граничный коэффициент добычи полезного ископаемого № I

$$K_{Гр1} = \frac{K_1 (1+p)}{\sum_1^n K_i \Pi_i} \left(\sum_1^{n+1} K_i a_i + a_{оп} \right). \quad (54)$$

Рассмотрим ситуацию, когда реализуются концентраты, а не полезные ископаемые.

Пусть из каждого i -го полезного ископаемого получается j концентратов стоимостью Π_{kij} . Тогда стоимость продукции по каждому полезному ископаемому

$$\Pi_{ki} = \sum_{j=1}^{m_i} \gamma_{ij} \Pi_{kij}, \quad (55)$$

где γ_{ij} - извлечение j -го концентрата из i -го полезного ископаемого; m_i - количество концентратов из i -го полезного ископаемого.

Приведение производительности карьера в данном случае необходимо делать не по стоимости основного полезного ископаемого, а по стоимости концентратов, получаемых из I т этого полезного ископаемого Π_{k1} по формуле (55):

$$A_{пр.к} = \frac{1}{\Pi_{k1}} \sum_1^n A_i \Pi_{ki}. \quad (56)$$

Тогда приведенный коэффициент добычи

$$K_{пр.к} = \frac{A_{пр.к}}{a}. \quad (57)$$

Допустимые затраты

$$З_{дк} = \frac{\Pi_{k1}}{1+p} A_{пр.к} = \frac{\Pi_{k1}}{1+p} K_{пр.к} a. \quad (58)$$

Фактические затраты содержат, помимо затрат на выемку и доставку к месту назначения горных пород, затраты на обогащение полезных ископаемых. По каждому полезному ископаемому эти затраты

$$a_{oi} = \sum_{j=1}^{m_i} \gamma_{ij} a_{oij}, \quad (59)$$

где a_{oij} - затраты на обогащение i -й руды для получения j -го концентрата, руб./т.

Общие затраты на обогащение

$$Z_{об} = a \sum_1^n K_i a_{oi}. \quad (60)$$

Суммарные фактические затраты

$$Z_{фк} = a \sum_1^{n+1} K_i a_i + a a_{оп} + a \sum_1^n K_i a_{oi}. \quad (61)$$

Из условия (48):

$$K_{пр.к1} \geq \frac{1+p}{\Pi_{к1}} \left(\sum_1^{n+1} K_i a_i + a_{оп} + \sum_1^n K_i a_{oi} \right). \quad (62)$$

Минимальное значение $K_{пр.к1}$ и будет граничным коэффициентом добычи:

$$K_{гк1} = \frac{1+p}{\Pi_{к1}} \left(\sum_1^{n+1} K_i a_i + a_{оп} + \sum_1^n K_i a_{oi} \right). \quad (63)$$

Для пересчета этой величины на долю полезного ископаемого № I введем поправку, аналогичную формуле (53):

$$K_{гкр1} = \frac{K_1(1+p)}{\sum_1^n K_i \Pi_{кi}} \left(\sum_1^{n+1} K_i a_i + a_{оп} + \sum_1^n K_i a_{oi} \right). \quad (64)$$

В дальнейшем все расчеты по определению границ карьера можно вести только по основному полезному ископаемому, считая все остальные породы отходами.

Для руды № I определим граничный коэффициент вскрыши:

$$n_{г1} = \frac{1}{K_{гк1}} - 1. \quad (65)$$

При определении граничного коэффициента добычи серьезной проблемой является выявление значений коэффициентов выемки, которые будут функционировать в первый период работы карьера.

Здесь возможны два пути: 1) для ориентировочно заданных границ карьера и направления углубки определяют выход различных видов горных пород; 2) для расчетов берутся средние данные для ориентировочно заданных границ карьера.

Более простым является второй путь. В расчетное значение граничного коэффициента добычи для надежности целесообразно вводить коэффициент, равный 1,05-1,1. После определения границ карьера и выявления календарного плана работ и коэффициентов выемки всех видов пород по мере углубки карьера полезно рассчитать заново изменение приведенного граничного коэффициента добычи и сравнить его с коэффициентом добычи основного полезного ископаемого.

В дальнейшем определяют эксплуатационный коэффициент вскрыши по руде № I:

$$n_1 = \frac{A - A_{р1}}{A_{р1}}, \quad (66)$$

где A - производительность по горной массе; $A_{р1}$ - производительность по руде № I.

Первоначальный коэффициент вскрыши

$$n_0 = \frac{V_0}{\sum P_i} \frac{b_0}{b}. \quad (67)$$

Затем проверяется соответствие принципу (22): $n_{г1} \geq n_0 \cdot n_1$.

2.3. Определение границ карьера при разработке крутопадающих комплексных месторождений (метод вариантов)

Рассмотрим крутопадающее месторождение, из которого решено добывать и использовать три вида полезных ископаемых. В качестве первого варианта примем конечную глубину карьера H_1 (рис.15).

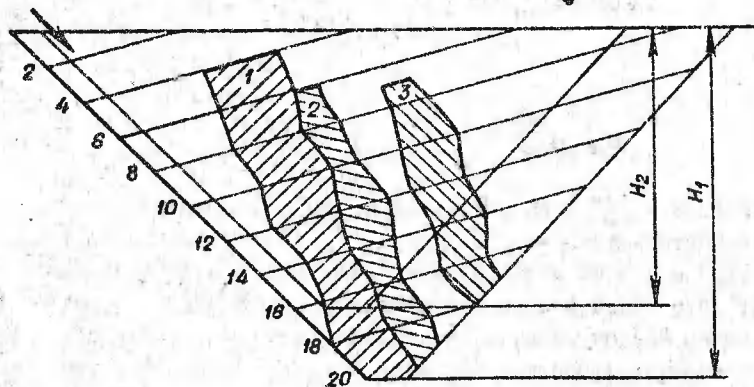


Рис.15. Карьер с рудами № 1, 2, 3

Предположим, что направление углубки карьера принято по нерабочему борту в породах лежачего бока. В результате геометрического анализа получены данные по объемам горной массы Q , руды № 1 P_1 , руды № 2 P_2 , руды № 3 P_3 , отходам V и времени отработки горизонтов T (табл.6).

Для нормализации работы карьера стабилизируем его производительность по горной массе. Для этого строим интегральный график $Q = f(T)$, на котором определяем, что, начиная с горизонта 4, можно работать до горизонта 14 в течение 21 года с производительностью 100 млн.м³/год (прямая AB на рис.16). Получающееся при этом время отработки горизонтов T , производительность карьера по горной массе A , рудам A_1, A_2 и A_3 , отходам A_{Γ} и коэффициенты выемки приведены в табл.7.

Таблица 6

Изменение объемов руд, отходов и горной массы по мере углубки карьеров

Горизонт	Q_i	ΣQ_i	Руда № 1		Руда № 2		Руда № 3		Отходы	
			P_1	ΣP_1	P_2	ΣP_2	P_3	ΣP_3	V	ΣV
2	83	83	-	-	-	-	-	-	83,0	83,0
4	240	323	-	-	-	-	-	-	240,0	323,0
6	385	708	85	85	-	-	-	-	300,0	623,0
8	540	1248	92	167	36,5	36,5	19,2	19,2	402,3	1025,3
10	627	1875	80	247	36,5	73,0	56,7	75,9	453,8	1479,1
12	530	2405	80	327	40,5	113,5	64,7	140,6	344,8	1823,9
14	426	2831	64	391	54,7	168,2	60,7	201,3	246,6	2070,5
16	327	3158	54	445	44,8	212,8	56,7	258	171,7	2242,2
18	222	3380	64	509	40,5	253,3	42,0	300	75,5	2317,7
20	120	3500	71	580	36,7	290,0	-	300	12,3	2330
										55,0

Примечание: $\Sigma P_2 = 580 + 290 + 300 = 1170$ млн.м³; $V_0 = 323$ млн.м³.

Таблица 7

Изменение объемов руд, отходов и горной массы при стабилизации производительности по горной массе

Горн- зент	Q_i	T	ΣT	A	Руда № 1			Руда № 2			Руда № 3			Отходы		
					P_1	A_1	K_1	P_2	A_2	K_2	P_3	A_3	K_3	V	$A_{\text{п}}$	K_0
2	33	3,5	3,5	23,7	-	-	-	-	-	-	-	-	-	53,0	23,7	1,000
4	240	3,50	7,0	68,6	-	-	-	-	-	-	-	-	-	240,0	68,6	1,000
6	385	3,85	10,85	100	85	22,1	0,221	-	-	-	-	-	-	300,0	77,9	0,779
8	540	5,40	16,25	100	82	15,2	0,152	36,5	6,8	0,068	19,2	3,6	0,036	402,3	74,5	0,744
10	627	6,27	22,52	100	80	12,8	0,128	36,9	5,8	0,058	56,7	9,0	0,090	453,8	72,4	0,724
12	530	5,30	27,82	100	80	15,1	0,151	40,5	7,6	0,076	64,7	12,2	0,122	344,8	65,1	0,651
14	426	4,26	32,08	100	64	15,0	0,150	54,7	12,8	0,128	60,7	14,2	0,142	246,6	58,0	0,580
16	327	3,50	35,58	93,4	54	15,4	0,165	44,6	12,7	0,136	56,7	16,2	0,173	171,7	49,1	0,526
18	222	3,50	39,08	83,4	64	18,3	0,289	40,5	11,6	0,183	42,0	12,0	0,189	75,5	21,6	0,339
20	120	3,50	42,58	34,3	71	20,3	0,592	36,7	10,5	0,306	-	-	-	12,3	3,5	0,102
Итого	3500	-	42,58	82,2	580	16,3	0,1657	280	9,1	0,0829	300	10,6	0,0857	2330	54,7	0,6657

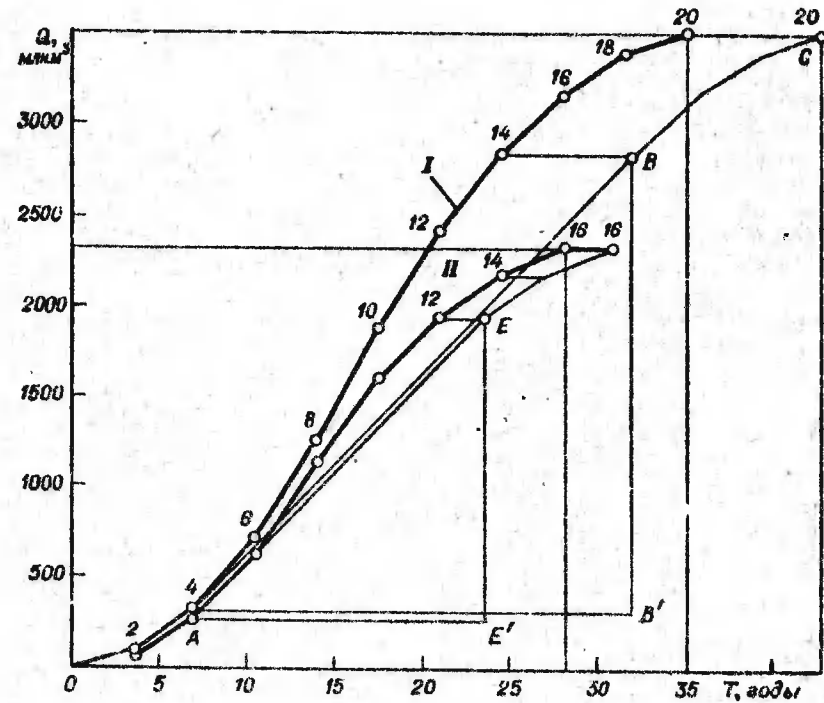


Рис. 16. Зависимость объема горной массы от времени работы карьера при конечной глубине H_1 (I) и H_2 (II)

Производительность по рудам получилась переменной. Стабилизация подачи их на обогатительные фабрики возможна с использованием временных складов. С помощью графика $P_i = f(T)$ определено, что руда № I с гор. 4 до гор. 10 может обеспечивать стабильную производительность фабрики равной 15,9 млн. м³/год (прямая AB на рис. 17), а с гор. 10 до гор. 20 - 15 млн. м³/год (прямая BC). Полученные результаты приведены в табл. 8 и на рис. 17, 18.

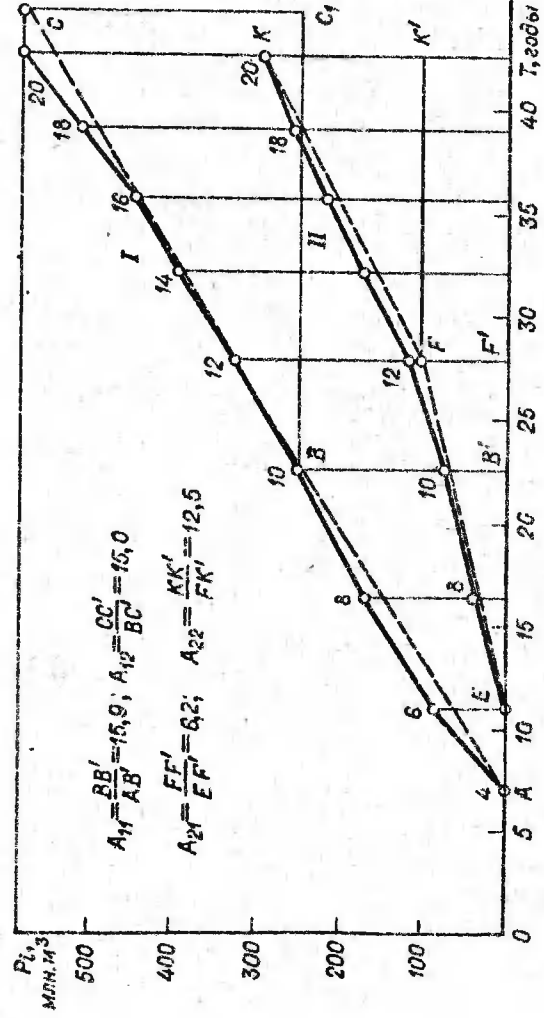


Рис.17. Зависимость вынимаемых объемов руд № 1 (I) и № 2 (II) от времени работы карьера

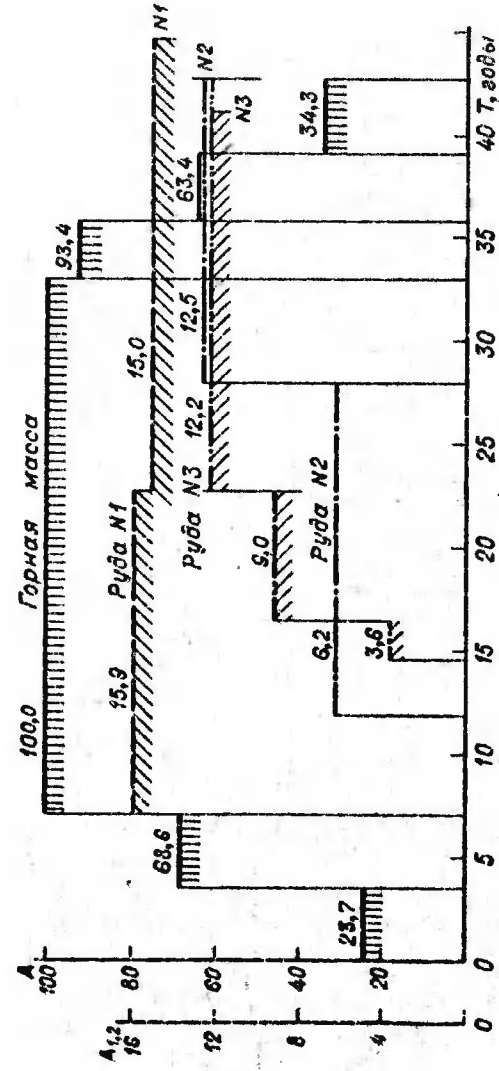


Рис.18. Развитие производительности карьера по горной массе и рудам № 1, 2, 3 во времени

Работа карьера разбита на два периода: от гор. I до гор. 10 и от гор. 10 до гор. 20.

Были определены себестоимости выемки горных пород, себестоимости обогащения 1 м³ руд и ценность полученных концентратов (табл. 8).

Определим граничный коэффициент добычи для первого периода работы карьера по формуле (63):

$$K_{гк1} = \frac{1,06}{26} (0,159 \cdot 3,4 + 0,062 \cdot 3,6 + 0,09 \cdot 3,3 + 0,0023 + 0,159 \cdot 9,5 + 0,062 \cdot 27,5 + 0,09 \cdot 15,6) = \frac{1,06 \cdot 7,9743}{26} = 0,325 \text{ м}^3/\text{м}^3;$$

во втором периоде:

$$K_{гк1} = \frac{1,06}{26} (0,15 \cdot 3,4 + 0,125 \cdot 3,6 + 0,122 \cdot 3,5 + 0,603 \cdot 3,3 + 0,0023 + 0,159 \cdot 9,5 + 0,062 \cdot 27,5 + 0,09 \cdot 15,6) = \frac{1,06 \cdot 10,1449}{26} = 0,414 \text{ м}^3/\text{м}^3.$$

Определим общую извлекаемую ценность всех полезных ископаемых в первом периоде:

$$\Pi_{01} = 0,159 \cdot 26 + 0,062 \cdot 29 + 0,09 \cdot 30,4 = 4,134 + 4,534 = 8,668 \text{ руб./м}^3.$$

Фактические затраты составили 7,97 руб./м³.

Во втором периоде:

$$\Pi_{02} = 0,15 \cdot 26 + 0,125 \cdot 29 + 0,122 \cdot 30,4 = 3,9 + 7,3338 = 11,2338 \text{ руб./м}^3.$$

Фактически затраты составили 10,14 руб./м³.

Пересчитаем $K_{гк1}$ с учетом доли руды № I в общей стоимости продукции по формулам (53) и (63).

Таблица 8

Производительность по рудам и экономические расчетные данные

Вид породы	Период 1		Период 2		Себестоимость выемки a_i	Себестоимость обогащения b_{0i}	Ценность Π_{ki}
	A_i	K_i	A_i	K_i			
Руда № 1	15,9	0,159	15,0	0,150	3,40	9,5	20,0
Руда № 2	6,2	0,062	12,5	0,125	3,60	27,5	29,0
Руда № 3	9,0	0,090	12,2	0,122	3,50	15,6	30,4
Отходы	68,8	0,688	60,3	0,603	3,30	-	-
Горная масса	100	1,000	100	1,000	3,35	-	-

Для руды № I в первом периоде

$$\delta_1 = \frac{4,134}{8,668} = 0,477; \quad K_{\text{гкр}1} = 0,477 \cdot 0,325 = 0,155 \text{ м}^3/\text{м}^3;$$

во втором периоде

$$\delta_2 = \frac{3,9}{11,2338} = 0,347; \quad K_{\text{гкр}2} = 0,347 \cdot 0,414 = 0,144 \text{ м}^3/\text{м}^3.$$

Пересчитаем граничный коэффициент вскрыши руды № I. В первом периоде

$$n_{\text{г}1} = \frac{1}{K_{\text{гкр}1}} - I = \frac{1}{0,155} - I = 5,452 \text{ м}^3/\text{м}^3;$$

во втором периоде

$$n_{\text{г}2} = \frac{1}{0,144} - I = 5,944 \text{ м}^3/\text{м}^3.$$

Эксплуатационный коэффициент вскрыши руды № I в первом периоде

$$n_1 = \frac{100 - 15,9}{15,9} = 5,29 \text{ м}^3/\text{м}^3;$$

во втором периоде

$$n_2 = \frac{100 - 15}{15} = 5,67 \text{ м}^3/\text{м}^3.$$

Первоначальный коэффициент вскрыши

$$n_0 = \frac{V_0}{\Sigma P_1} = \frac{323}{580} = 0,56 \text{ м}^3/\text{м}^3;$$

$$n_0 + n_1 = 5,29 + 0,56 = 5,85; \quad n_{\text{г}1} = 5,452 < 5,85;$$

$$n_0 + n_2 = 5,67 + 0,56 = 6,23; \quad n_{\text{г}2} = 5,944 < 6,23.$$

Таблица 9

Изменение объемов руд, отходов и горной массы при глубине карьера 240 м

Горн- зонт	Q_i	ΣQ	Руда № 1		Руда № 2		Руда № 3		Отходы		
			P_1	ΣP_1	P_2	ΣP_2	P_3	ΣP_3	V	ΣV	ΣT
2	59	59	-	-	-	-	-	-	59,0	59,0	3,5
4	216	275	-	-	-	-	-	-	216,0	275,0	7,0
6	360	635	85	85	-	-	-	-	275,0	550,0	10,5
8	504	1139	82	167	36,5	36,5	19,2	19,2	366,3	916,3	14,0
10	465	1604	80	247	36,5	73,0	56,7	75,9	291,8	1208,1	17,5
12	349	1944	80	327	40,5	113,5	64,7	140,6	154,8	1362,9	21,0
14	236	2180	64	391	54,7	168,2	44,4	185	72,9	1435,2	24,5
16	150	2330	66	457	44,8	213,0	-	185	39,2	1475	28,0

Примечание: $\Sigma P_i = 487 + 213 + 185 = 885 \text{ млн.м}^3$; $V_0 = 275 \text{ млн.м}^3$.

Таблица 10

Изменение объемов руд, отходов и горной массы по мере углубки карьера, при стабилизации производительности по горной массе и глубине карьера 240 м

Горизонт	Q	T	ΣT	A	Руда № 1		Руда № 2		Руда № 3		Отходы	
					P_1	A_1	P_2	A_2	P_3	A_3	V	A_{Π}
2	59	3,50	3,50	16,9	-	-	-	-	-	-	59,0	16,9
4	216	3,50	7,0	61,7	-	-	-	-	-	-	216,0	61,7
6	360	3,60	10,60	100	85	23,6	-	-	-	-	275,0	76,4
8	504	5,04	15,64	100	82	16,3	36,5	7,2	19,2	7,7	366,3	72,7
10	465	4,65	20,29	100	80	17,2	36,5	7,8	56,7	12,2	291,8	62,8
12	340	3,4	23,69	100	80	23,5	40,5	11,9	64,7	19,0	184,8	45,5
14	236	3,5	27,19	67,4	64	18,3	54,7	15,6	44,4	12,7	72,9	20,8
16	150	3,5	30,69	42,9	66	18,9	44,8	12,8	-	-	39,2	11,2

Примечание: $K_{ср1} = 0,196$; $A_1 = 18,6$; $K_{ср2} = 0,091$; $A_2 = 7,0$; $A_2 = 12,0$; $K_{ср3} = 0,079$; $A_3 = 12$; $K_{ср} = 0,633$.

Следовательно, принятый вариант глубины $H_1 = 300$ м не удовлетворяет условию эффективности открытых работ.

Рассматриваем второй вариант глубины H_2 , данные по которому приведены в табл.9 и 10 и на рис.15.

Получилось, что в первый, самый сложный период $A = 100$ млн.м³/год; $A_1 = 18,6$; $K_1 = 0,186$; $A_2 = 7$; $K_2 = 0,07$; $A_3 = 12$; $K_3 = 0,12$; $A_{\Pi} = 62,4$; $V_0 = 275$ млн.м³; $\Sigma P_i = 855$ млн.м³.

Определим граничный коэффициент добычи по формуле (63):

$$K_{гк1} = \frac{1,06}{26} (0,186 \cdot 3,4 + 0,07 \cdot 3,6 + 0,12 \cdot 3,5 + 0,624 \cdot 3,3 + 0,0023 + 0,186 \cdot 9,5 + 0,07 \cdot 27,5 + 0,12 \cdot 15,6) =$$

$$= \frac{1,06 \cdot 6,93}{26} = 0,364 \text{ м}^3/\text{м}^3.$$

Общая извлекаемая ценность:

$$Ц_{01} = 0,186 \cdot 26 + 0,07 \cdot 29 + 0,12 \cdot 30,4 = 4,836 + 5,678 =$$

$$= 10,514 \text{ руб./м}^3;$$

$$\delta = \frac{4,836}{10,514} = 0,46; K_{гкp1} = 0,46 \cdot 0,364 = 0,167 \text{ м}^3/\text{м}^3.$$

Во втором варианте при $H_2 = 240$ в первом периоде:

$$n_{г1} = \frac{1}{0,167} - 1 = 4,99 \text{ м}^3/\text{м}^3; n_1 = \frac{100 - 18,6}{18,6} = 4,38 \text{ м}^3/\text{м}^3;$$

$$n_0 = \frac{275}{457} = 0,6 \text{ м}^3/\text{м}^3;$$

$$n_0 + n_1 = 0,6 + 4,38 = 4,98; n_{г1} = 4,99 > 4,98.$$

Второй вариант удовлетворяет условию эффективности открытых горных работ.

2.4. Совместное определение производительности и границ карьера

В уравнениях экономической эффективности открытых горных работ всегда оказываются взаимосвязанными производительность и границы карьера.

С увеличением конечной глубины карьера возрастает эксплуатационный коэффициент вскрыши, часто появляется возможность увеличения производительности по руде, т.е. растет общая производительность карьера по горной массе.

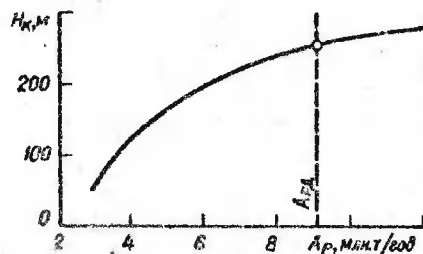


Рис.19. Зависимость конечной глубины карьера от производительности по руде
 $A_{р д}$ - достижимая производительность по руде

возрасти производительность по полезным ископаемым.

В работе [2] была получена эмпирическая формула функции $H_k = f(A_p)$. На ее основе были получены для крутопадающего месторождения пластической формы результаты, приведенные на рис.19.

Конечная глубина карьера может быть увеличена при увеличении производительности по руде за счет улучшения показателей работы карьера при увеличении масштаба производства. Предел увеличению производительности кладет достижимая по горным воз- можностям производительность карьера, а также срок обеспеченности запасами.

С другой стороны, увеличение производительности сопровождается улучшением экономических показателей по удельным капиталовложениям, себестоимости горной массы, производительности труда, т.е. создаются предпосылки к расширению границ карьерного поля.

При разработке комплексного месторождения с увеличением границ карьера может

2.5. Определение границ карьера при разработке нескольких параллельных залежей

В случае, когда месторождение представлено несколькими рудными телами, задача установления конечной глубины карьера усложняется. В зависимости от конкретных условий залегания горных тел возможны три принципиальных решения контуров карьера:

1. Каждое рудное тело разрабатывается самостоятельным карьером (рис.20,а). Глубина каждого карьера определяется отдельно.

2. Свита рудных тел отрабатывается одним карьером до одной общей глубины (рис.20,б).

3. Каждая залежь отрабатывается до определенной для нее глубины, но карьеры каждой залежи соприкасаются, оказывая влияние друг на друга (рис.20,в).

Наиболее сложным путем является третий. В этом случае при разработке рудных тел неправильной формы необходимо пользоваться методом вариантов, т.е. наметить два-три варианта границ карьера и определить для них величину $n_0 + n$. Сравнив полученные результаты с величиной граничного коэффициента вскрыши или добычи, можно принять правильное решение.

Из теоретических разработок следует, что конечная глубина карьера пропорциональна мощности рудного тела. С увеличением мощности рудного тела конечная глубина карьера соответственно также увеличивается и можно пользоваться ориентировочным правилом

$$\frac{H_1}{H_2} \approx \frac{M_1}{M_2}, \quad (68)$$

где H_1 и H_2 - конечные глубины отработки, соответственно, первой и второй залежей, м; M_1 и M_2 - горизонтальные мощности залежей, м.

При вскрытии карьерного поля стационарными съездами отработку обеих залежей более целесообразно осуществлять сначала совместно (рис.20,в). Разделение на отдельные карьеры начнется после того, как рабочий борт подойдет к гребню между карьерами

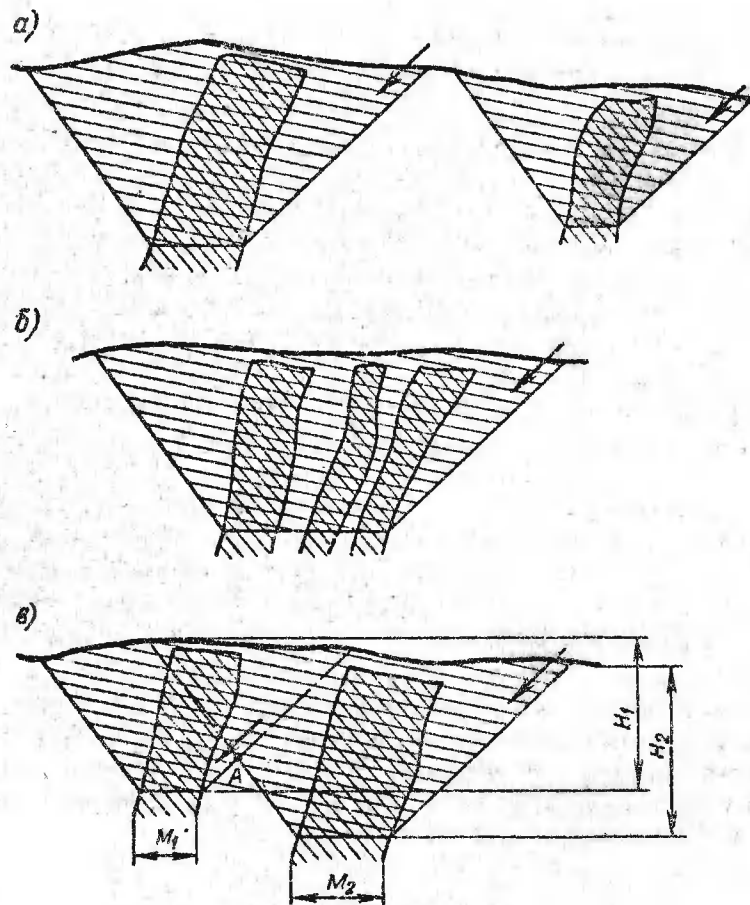


Рис.20. Разработка параллельных залежей

(точка A). В зависимости от конкретных условий возможны и другие варианты вскрытия и отработки карьерного поля.

Для простейших форм рудных тел возможно аналитическое решение конечной глубины карьера, хотя получающиеся при этом уравнения оказываются громоздкими и сложными.

Общая конечная глубина отработки нескольких рудных тел устанавливается в зависимости от их мощности, толщины прослоев пород и принятого способа вскрытия и способа доставки горных пород. Анализ этих факторов позволяет обычно установить целесообразность общей или раздельной глубины отработки отдельных залежей.

РЕКОМЕНДАТЕЛЬНЫЙ БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Арсентьев А.И. Определение производительности и глубины карьеров // Труды Криворожского горно-рудного ин-та. Киев: Гостехиздат, 1955.
2. Арсентьев А.И. Определение производительности и границ карьеров. М.: Недра, 1970.
3. Арсентьев А.И., Полишук А.К. Развитие методов определения границ карьеров. Л.: Наука, 1967.
4. Арсентьев А.И., Холодников Г.А., Крылова Т.М. Определение граничного коэффициента добычи для железорудного карьера // Проблемы теории проектирования карьеров: Сб. науч. трудов / Ленинградский горный ин-т. Л., 1980.
5. Марков Е.Е. Граничный коэффициент вскрыши при комплексном освоении месторождений // Проектирование открытой разработки месторождений: Сб. науч. трудов / Ленинградский горный ин-т. Л., 1984.
6. Ржевский В.В. Геометрический метод исследования коэффициента вскрыши и глубины карьера // Труды МГИ по вопросам горного дела. М.: Металлургиздат, 1954.
7. Ржевский В.В. Проектирование контуров карьеров. М.: Металлургиздат, 1956.
8. Холодников Г.А. Показатель эффективности открытого способа комплексной разработки месторождений полиметаллических ископаемых // Проектирование открытой разработки месторождений: Сб. науч. трудов / Ленинградский горный ин-т. Л., 1984.
9. Холодников Г.А. Определение основных параметров открытой разработки комплексных месторождений. Л.: Изд-во ЛГУ, 1988.

Глава 1. Границы карьера при разработке однородных месторождений . . .	3
1.1. Общие положения	3
1.2. Граничный коэффициент вскрыши	5
1.3. Принципы определения границ карьеров при разработке однородных месторождений	10
1.4. Предлагаемый принцип определения границ карьера	17
1.5. Определение границ карьера при разработке однородных месторождений (метод вариантов)	25
1.6. Определение границ карьера при разработке однородных месторождений (метод допустимого среднего коэффициента вскрыши)	30
1.7. Учет несправедливости исходных данных при определении границ карьера	32
1.8. Проблема реконструкции карьеров	37
Глава 2. Границы карьера при разработке комплексных месторождений	43
2.1. Общие положения	43
2.2. Граничный коэффициент добычи	45
2.3. Определение границ карьера при разработке крупнопалающих комплексных месторождений (метод вариантов)	52
2.4. Совместное определение производительности в границах карьера	64
2.5. Определение границ карьера при разработке нескольких параллельных залежей	65
Рекомендательный библиографический список	67

Арсентьев Александр Иванович

КОНЕЧНЫЕ ГРАНИЦЫ КАРЬЕРОВ

Учебное пособие

Редактор Е.С.Дриблинская

Технический редактор Р.И.Крависа

Корректор И.В.Неверова

Лицензия ЛР № 020355 от 27.12.91

Сдано в набор 17.05.94. Подписано в печать 28.03.95.

Формат 60 x 84/16. Бум. газетная. Печать офсетная.

Усл.печ. л. 3,8. Усл.кр.-отт. 3,8. Уч.-изд. л. 4.

Тираж 300 экз. Заказ 181. С 8

Санкт-Петербургский государственный горный институт им.Г.В.Плеханова
Регистрат Санкт-Петербургского государственного горного института
Адрес института и регистрата: 199026 Санкт-Петербург, 21-я линия, 2